

UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA
Facultad De Ingeniería De Minas



PROYECTO:

**ALTERNATIVAS ECONOMICAS PARA LA EJECUCION DEL
PROYECTO XC 810 y BP 093 – Nivel 820”
MINA SAN CRISTOBAL UEA YAULI
VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.**

**INFORME DESCRIPTIVO
POR EXPERIENCIA PROFESIONAL**

**Para Optar por el Título de:
INGENIERO DE MINAS**

MARCO ALEXANDER LOCATELLI MORENO

PIURA – PERU

2009

12

**“ALTERNATIVAS ECONOMICAS PARA LA EJECUCION DEL
PROYECTO XC 810 y BP 093 – Nivel 820”
MINA SAN CRISTOBAL UEA YAULI
VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.**

INFORME DESCRIPTIVO

PRESENTADO A LA FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS

COMO REQUISITO PARA OPTAR

EL TITULO DE:

INGENIERO DE MINAS

EN LA

UNIVERSIDAD NACIONAL DE PIURA



Ing. Percy Valdiviezo Samaniego M.Sc.
Patrocinador



Dr. Hipólito Tume Chapa
Secretario del Jurado Calificador



Ing. Guillermo Ramirez Garcia M.Sc.
Presidente del Jurado Calificador



Ing. Wilson Sancarranco Córdova M.Sc.
Vocal del Jurado Calificador

A Dios por bendecirme con una familia maravillosa...

*...Gracias Claudia y Luana,
por hacer que mis días se vuelvan
maravillosos cuando veo sus
hermosos rostros sonriendo
con tal dulzura...*

*Para mi esposa Sarita, por su apoyo y
animo que me brinda dia a dia para
alcanzar nuevas metas tanto
profesionales como
personales*

*A mis padres Santos y Maria, quienes son los responsables
de un gran número de reflexiones, a ellos les brindo
todo mi homenaje por ser mis guías
de toda la vida*

*A mis hermanas Jackeline
y Sara, A mi abuela Lucrecia*

A la memoria de mi abuelo Marcos

*A mis amigos y compañeros de trabajo: Jonel Jimenez y
Pavell Galvez por la confianza y
enseñanzas impartidas..*

*A mis profesores: Percy Valdiviezo, Guillermo
Ramirez y Wilson Sancarranco por
su apoyo incondicional...*

... Estamos en un nuevo ciclo, de hecho hemos avanzado. No conocemos todas las respuestas, pero sí conocemos las interrogantes. Es posible discernir los campos de acción que se abren ante nosotros. Vivimos uno de esos grandes períodos históricos que se dan cada doscientos o trescientos años, cuando la gente ya no entiende al mundo, y el pasado no basta para explicar el futuro. Estamos entrando en un auge minero, donde profesionales y empresas tendrán que innovar rápidamente y ser de carácter mundialmente competitivos...

PROLOGO

La mina subterránea ha sufrido un gran desarrollo tecnológico, muchas veces unido a grandes avances de la ciencia, como la aparición de las máquinas de vapor o de electricidad en el siglo XIX, que supusieron el comienzo de la mecanización de las labores mineras.

Estos avances no solo no se detuvieron, sino que experimentaron su mayor impulso durante el Siglo XX, y esta evolución de los equipos continúa en el siglo actual. Desde que el primer LHD fue introducido en una mina en el año 1958, el desarrollo continuo de estos equipos ha evolucionado favorablemente. La adquisición de equipos suele rondar el 40-45% de los costos de capital de una mina y, de ellos, un gran porcentaje se destina a las operaciones de carga, transporte y extracción. Además, solo la carga y el transporte ocupan entre un 25% y un 45% del tiempo total de un relevo normal. Por tanto las operaciones de carga, transporte y extracción adquieren una gran relevancia en el ciclo minero, y de su rendimiento y buena organización depende en gran medida la producción.

A tenor de lo descrito, se puede entender la importancia del transporte en la minería subterránea por sus múltiples funciones, que suponen desplazar por el interior de la mina todo lo que entra o sale de ella.

El reto de la minería del futuro es continuar disminuyendo costos y consumos, así como el mejoramiento de los índices de productividad de todas las operaciones mineras en general y del sistema acoplado carga-transporte-extracción en particular, a través de inclusión de modelos de equipos que propongan nuevos adelantos tecnológicos.

INDICE

OBJETIVOS Y ALCANCES

CAPITULO I : GENERALIDADES

1.	Introducción.....	Pag. 1
1.1	Ubicación.....	Pag. 1
1.2	Accesibilidad.....	Pag. 2
1.3	Aspecto Legal.....	Pag. 2
1.4	Política Ambiental.....	Pag. 2
1.5	Fisiografía.....	Pag. 3
1.6	Clima.....	Pag. 4
1.7	Vegetación.....	Pag. 4
1.8	Drenaje y afluentes.....	Pag. 4
1.9	Recursos Humanos.....	Pag. 5

CAPITULO II : GEOLOGIA

2.	Marco Geológico.....	Pag. 6
2.1	Generalidades.....	Pag. 6
2.2	Estratigrafía.....	Pag. 7
2.2.1	Grupo Excelsior (Silúrico-Devónico).....	Pag. 7
2.2.2	Grupo Mitu (Pérmico).....	Pag. 7
2.2.3	Grupo Púcara (Triásico superior – Liásico).....	Pag. 8
2.2.4	Grupo Goyllarisquizga (cretácico inferior).....	Pag. 9

2.2.5	Grupo Machay (cretácico medio).....	Pag. 10
2.2.6	Formación Jumasha.....	Pag. 11
2.2.7	Intrusivos.....	Pag. 11
2.2.7.1	Intrusivos ácidos.....	Pag. 11
2.2.7.2	Intrusivos básicos.....	Pag. 12
2.3	Aspectos estructurales.....	Pag. 12
2.3.1	Generalidades.....	Pag. 12
2.3.2	Domo de yauli.....	Pag. 13
2.3.3	Plegamiento.....	Pag. 13
2.3.4	Lineamiento.....	Pag. 14
2.3.5	Fracturamiento.....	Pag. 14
2.3.6	Ocurrencia de la mineralización.....	Pag. 15
2.4	Geología económica.....	Pag. 15
2.4.1	Generalidades.....	Pag. 15
2.4.2	Mineralización.....	Pag. 16
2.4.2.1	Mineralización de cuerpos.....	Pag. 16
a.	Generalidades.....	Pag. 16
b.	Mineralización.....	Pag. 17
c.	Alteración de las rocas de caja.....	Pag. 17
d.	Consideraciones genéticas.....	Pag. 17
2.4.2.2	Sistema de vetas san Cristóbal.....	Pag. 18
a.	Generalidades.....	Pag. 18
b.	Mineralización.....	Pag. 19
c.	Zoneamiento y Paragenesis.....	Pag. 20
d.	Alteración de rocas encajonantes.....	Pag. 22
e.	Controles de mineralización.....	Pag. 23

CAPITULO III : GEOMECANICA APLICADA

3.	Introducción.....	Pag. 24
3.1	Evaluación Geomecánica.....	Pag. 24
3.1.1	Descripción del método de evaluación.....	Pag. 24
	a. Índice de calidad de túneles (NGI) "Q"	Pag. 25
	- Clasificación RQD.....	Pag. 32
	b. Índice RMR (Bieniawski).....	Pag. 33
3.1.2	Mapeo Geomecánico.....	Pag. 34
	a. Clasificación del macizo rocoso por nº fract.....	Pag. 34
	b. Por condición de fracturas.....	Pag. 35
	c. Por las condiciones de resistencia.....	Pag. 35
3.1.3	Tabla para el diseño de sostenimiento.....	Pag. 37
3.1.4	Elección del tipo de sostenimiento.....	Pag. 40
3.1.5	Abertura máximas autoestables.....	Pag. 43
3.2	Arranque del macizo rocoso.....	Pag. 45
3.2.1	Teoría de la voladura de contorno.....	Pag. 46
3.2.2	Diferencia entre voladura convencional y voladura de contorno.....	Pag. 47
3.3	Descripción del sostenimiento.....	Pag. 50
3.3.1	Pernos de anclaje.....	Pag. 50
	a. Rotación empleada para el anclaje.....	Pag. 52
	b. Determinación de la longitud de pernos.....	Pag. 52
	c. Determinación de la carga de trabajo.....	Pag. 53
	d. Elemento de sostenimiento (barra helicoidal)...	Pag. 54
	e. Adaptador de instalación.....	Pag. 54
	f. Torqueador de tuercas.....	Pag. 54
	g. Monitoreo de elementos de sostenimiento pull test out.....	Pag. 55
3.3.1.1	Inyectado de pernos.....	Pag. 56
	a. Inyectado con resina.....	Pag. 56
	- Diámetro del taladro.....	Pag. 57

- Longitud de perforación.....	Pag. 58
- Dimensiones de la capsula de resina.....	Pag. 58
- Confinamiento en la longitud de anclaje Con resina “efecto guante”.....	Pag. 59
- Procedimiento de instalación.....	Pag. 59
b. Inyectado con cemento.....	Pag. 60
- Procedimiento de instalación.....	Pag. 61
- En combinación con cartuchos de resina.....	Pag. 62
3.3.1.2 Ventajas inyectado de pernos con Cemento y resinas.....	Pag. 63
3.3.2 Pernos hydrabolt.....	Pag. 64
- Bomba de aire.....	Pag. 64
3.3.2.1 Características principales.....	Pag. 64
3.3.2.2 Ventajas.....	Pag. 64
3.3.2.3 Regulación de presiones.....	Pag. 65
3.3.3 Concreto lanzado (shotcrete).....	Pag. 68
3.3.3.1 Características.....	Pag. 68
3.3.3.2 Diseño de mezcla de shotcrete.....	Pag. 69
- Insumos de shotcrete.....	Pag. 70
3.3.3.3 Concreto lanzado vía seca.....	Pag. 72
- Operación.....	Pag. 72
- Ventajas y desventajas.....	Pag. 72
- Utilización de la fibra de acero.....	Pag. 72
3.3.3.4 Sugerencias de operación.....	Pag. 73
3.4 Conclusiones y sugerencias.....	Pag. 74

CAPITULO IV : ASPECTOS MINEROS

4. Introducción.....	Pag. 76
4.1 Accesibilidad.....	Pag. 76

4.2	Estándares de operación.....	Pag. 76
4.2.1	Perforación e instalación de alcayatas para Agua y aire.....	Pag. 77
4.2.2	Perforación e instalación de alcayatas para Cable eléctrico.....	Pag. 77
4.2.3	Perforación e instalación de mangas de Ventilación.....	Pag. 77
4.2.4	Camaras de instalación de tableros eléctricos.....	Pag. 78
4.2.5	Camaras de herramientas.....	Pag. 78
4.3	Servicios auxiliares.....	Pag. 81
4.3.1	Línea de agua.....	Pag. 81
4.3.2	Línea de aire comprimido.....	Pag. 81
4.3.3	Línea de energía.....	Pag. 81
4.3.4	Circuito de ventilación.....	Pag. 81
	4.3.4.1 Consideraciones generales de la Ventilación de mina.....	Pag. 81
	4.3.4.2 Requerimiento de caudal de aire para Ventilación.....	Pag. 81
4.4	Consideraciones ambientales.....	Pag. 85
4.4.1.	Planta de Neutralización de aguas ácidas (NAA)...	Pag. 85
4.4.2.	Monitoreo de gases.....	Pag. 86
4.5	Ciclo de operación de minado.....	Pag. 87
4.5.1	Limpieza.....	Pag. 87
	4.5.1.1 Parámetros para el cálculo de limpieza.....	Pag. 87
	4.5.1.2 Elementos de producción.....	Pag. 89
4.5.2	Sostenimiento.....	Pag. 104
	4.5.2.1 Calculo de sostenimiento con hydrabolt...	Pag. 104
4.5.3	Perforación.....	Pag. 105
	4.5.3.1 Parámetros para el cálculo de Perforación.....	Pag. 105
	4.5.3.2 Calculo de eficiencia de perforación con jumbo.....	Pag. 106
	a. Barra de 12 pies (51 mm).....	Pag. 106

b. Barra de 12 pies (89 mm).....	Pag. 107
4.5.4 Voladura.....	Pag. 108
4.5.5 Ventilación.....	Pag. 111
4.5.6 Transporte.....	Pag. 111
4.6 Personal y sistema de trabajo	Pag. 112
4.6.1 Personal obrero y empleado.....	Pag. 112
4.6.2 Régimen de sistema acumulativo.....	Pag. 112
- Sistema acumulativo 14 x7.....	Pag. 113
4.6.3 Aportes del empleador (leyes y beneficios Sociales).....	Pag. 114
4.6.3.1 Seguro regular ESSALUD.....	Pag. 114
4.6.3.2 Seguro complementario de trabajo riesgo (SCTR).....	Pag. 114
- Cobertura de Salud (SCTR-S).....	Pag. 114
- Cobertura de Invalidez y sepelio (SCTR-P).....	Pag. 114
4.6.3.3 Seguro vida Ley.....	Pag. 115
4.6.3.4 AFP Jubilación anticipada.....	Pag. 116
- Cuadro de aporte AFP Jubilación Anticipada.....	Pag. 117
4.6.3.5 Asignación familiar.....	Pag. 117

CAPITULO V: ANALISIS DE PROBLEMÁTICA ACTUAL Y PROPUESTAS DE ALTERNATIVAS

5. Generalidades.....	Pag. 122
5.1 Análisis de la situación actual.....	Pag. 122
5.1.1 Reservas de mineral en la zona.....	Pag. 123
5.1.2 Producción.....	Pag. 123
5.1.3 Transporte.....	Pag. 123
5.2 Propuesta de alternativas.....	Pag. 124
5.3 Modalidad del servicio outsourcing.....	Pag. 124
5.3.1 Metodología a emplear por parte de la Empresa	

	Especializada.....	Pag. 125
	5.3.1.1 Captar proyectos mineros.....	Pag. 126
	5.3.1.2 Estudio del proyecto y elaboración de Propuestas.....	Pag. 126
	5.3.1.3 Negociación y cierre de contratos.....	Pag. 126
	5.3.1.4 Ejecución y control de operaciones.....	Pag. 127
5.4	Aspectos generales de la propuesta.....	Pag. 128
	5.4.1 Condiciones de trabajo.....	Pag. 128
	5.4.2 Especificaciones técnicas del servicio.....	Pag. 128
	5.4.3 Equipos requeridos.....	Pag. 129
	5.4.4 Detalles de las tarifas.....	Pag. 130
	a. Costos directos.....	Pag. 130
	b. Costos indirectos.....	Pag. 130

CAPITULO VI: PROPUESTA DEL PROYECTO EMPLEANDO VOLQUETES FM 6x4R

6.	Generalidades.....	Pag. 131
6.1	Metodología de trabajo.....	Pag. 131
6.2	Diseño del proyecto.....	Pag. 131
6.3	Ciclos de operación.....	Pag. 132
6.4	Descripción y características de los equipos a utilizar....	Pag. 135
	6.4.1 Jumbo Rocket Boomer 281.....	Pag. 135
	a. Descripción del equipo.....	Pag. 135
	- Descripción del carro portador DC-10.....	Pag. 136
	- Descripción del brazo hidráulico BUT 28F....	Pag. 137
	b. Componentes.....	Pag. 137
	c. Sistemas.....	Pag. 138
	d. Características del Rocket Boomer 281.....	Pag. 138
	- Energía requerida.....	Pag. 141

	- Chasis.....	Pag. 141
	- Brazo.....	Pag. 141
	- Viga.....	Pag. 141
e.	Descripción de la Perforadora COP 1838.....	Pag. 142
f.	Características de la perforadora.....	Pag. 142
g.	Condiciones de operatividad y maniobrabilidad.....	Pag. 143
h.	Servicio de mantenimiento y reparación.....	Pag. 144
	- Contrato por consumo de repuestos.....	Pag. 145
6.4.2	Scoop Wagner ST 3.5.....	Pag. 146
a.	Descripción del equipo.....	Pag. 146
b.	Componentes.....	Pag. 146
c.	Sistemas.....	Pag. 150
d.	Características técnicas del equipo.....	Pag. 150
e.	Condiciones de operatividad y maniobrabilidad.....	Pag. 156
	- Resistencia a la rodadura (Rr).....	Pag. 157
	- Resistencia a la gradiente (Rg).....	Pag. 157
	- Fuerza de tracción necesaria (FTN).....	Pag. 157
	- Calculo de FTN para scoop ST 3.5.....	Pag. 157
f.	Servicio de mantenimiento y reparación.....	Pag. 158
6.4.3	Camión volquete FM 6x4R, 13.5 m3.....	Pag. 158
a.	Descripción del equipo.....	Pag. 158
b.	Componentes.....	Pag. 158
c.	Características técnicas del equipo.....	Pag. 159
d.	Condiciones de operatividad y maniobrabilidad.....	Pag. 184
	- Medida de capacidad.....	Pag. 186
	- Calculo de producción de los camiones.....	Pag. 186
	- Calculo de FTN para camión volquete FM.....	Pag. 187
e.	Servicio de mantenimiento y reparación.....	Pag. 187
6.5	Parámetros generales de labores a ejecutar.....	Pag. 188
6.6	Calculo de costos directos.....	Pag. 192
6.6.1	Mano de Obra.....	Pag. 192
	a. Determinación del costo fijo de mano de obra...	Pag. 192

b. Dilución del costo fijo en US\$/ mt avance.....	Pag. 192
6.6.2 Materiales y herramientas.....	Pag. 193
a. Aceros de perforación para jumbo.....	Pag. 193
b. Aceros de perforación para jack leg.....	Pag. 193
c. Implementos de seguridad personal de avances.....	Pag. 194
d. Implementos de seguridad personal de sostenimiento.....	Pag. 194
e. Herramientas del personal.....	Pag. 195
f. Perforadora.....	Pag. 195
- Costo de repuestos.....	Pag. 196
- Tarifa en US\$/ pp.....	Pag. 196
6.6.3 Equipos track less.....	Pag. 197
6.6.3.1 Términos de financiamiento.....	Pag. 197
a. Valor de venta de equipos.....	Pag. 198
b. Comisión de estructuración del Banco.....	Pag. 198
c. Interés.....	Pag. 198
d. Amortización.....	Pag. 199
6.6.3.2 Tarifa horaria de equipos.....	Pag. 199
- Calculo de costo de posesión.....	Pag. 199
- Valor residual al reemplazo.....	Pag. 202
- Costos de Operación.....	Pag. 202
- Seguro TREC.....	Pag. 202
a. Estimación del costo operación jumbo (\$/hr):.....	Pag. 203
b. Estimación del costo operación scoop ST 3.5 (\$/hr).....	Pag. 212
c. Estimación del costo operación Camión volquete (\$/ton-km).....	Pag. 216
- Costo de maquina sin operar	Pag. 216
- Costo Máquina en operación	Pag. 217
- Costos de mano de obra.	Pag. 218

	MT 1020.....	Pag. 254
7.5	Parámetros generales de labores a ejecutar.....	Pag. 258
7.6	Calculo de costos directos.....	Pag. 262
	7.6.1 Mano de Obra.....	Pag. 262
	7.6.2 Equipos track less.....	Pag. 263
	7.6.2.1 Tarifa horaria de equipos.....	Pag. 263
	a. Costo de maquina sin operar.....	Pag. 265
	b. Costo de maquina en operación.....	Pag. 265
	c. Costo de mano de obra.....	Pag. 267
	d. Rendimiento con camión de bajo perfil (Ton/ hr).....	Pag. 268
	f. Rendimiento económico del equipo (US\$/ Ton).....	Pag. 272
	g. Capacidad de almacenamiento de camara de acumulación.....	Pag. 276
7.7	Calculo de costos indirectos.....	Pag. 277
	7.7.1 Calculo de valorización típica.....	Pag. 277
	7.7.2 Calculo de % de gastos generales.....	Pag. 278
	7.7.3 Calculo de utilidad.....	Pag. 278
	7.7.4 Movilización y desmovilización de equipos.....	Pag. 278
	7.7.5 Resumen de precios unitarios.....	Pag. 279
	7.7.6 Monto de obra.....	Pag. 279
	7.7.7 Cronograma de trabajo.....	Pag. 279

CAPITULO VIII: EVALUACION Y SELECCIÓN DE LA PROPUESTA ECONOMICA

8.	Introducción.....	Pag. 287
8.1	Factores determinantes en la selección de equipos	

	d. Rendimiento con volquete (Ton/ hr)...	Pag. 220
	e. Rendimiento económico del equipo (US\$/ Ton-Km).....	Pag. 223
	f. Capacidad de evacuación de Desmante.....	Pag. 229
	g. Capacidad de almacenamiento de Camara de acumulación.....	Pag. 229
	6.6.4 Equipos livianos.....	Pag. 229
6.7	Calculo de costos indirectos.....	Pag. 232
	6.7.1 Calculo de valorización típica.....	Pag. 232
	6.7.2 Calculo de % de gastos generales.....	Pag. 232
	6.7.3 Calculo de utilidad.....	Pag. 233
	6.7.4 Movilización y desmovilización de equipos....	Pag. 234
	6.7.5 Resumen de precios unitarios.....	Pag. 234
	6.7.6 Monto de obra.....	Pag. 234
	6.7.7 Cronograma de trabajo.....	Pag. 234

CAPITULO VII: PROPUESTA DEL PROYECTO EMPLEANDO CAMION DE BAJO PERFIL 2010

7.	Generalidades.....	Pag. 248
7.1	Metodología de trabajo.....	Pag. 248
7.2	Diseño del proyecto.....	Pag. 248
7.3	Ciclos de operación.....	Pag. 249
7.4	Descripción y características de los equipos a utilizar..	Pag. 251
	7.4.1 Camión de bajo perfil MT 2010.....	Pag. 251
	a. Descripción del equipo.....	Pag. 251
	b. Componentes del equipo.....	Pag. 251
	c. Características técnicas del equipo.....	Pag. 252
	d. Condiciones de operatividad y maniobrabilidad.	Pag. 253
	e. Servicio de Mantenimiento y Reparación.....	Pag. 253
	- Calculo de FTN para camión de bajo perfil	

	de transporte.....	Pag. 287
	8.1.1 Condiciones de operación.....	Pag. 287
	- Estándares de carguio scoop – camión.....	Pag. 289
	8.1.2 Condiciones técnicas del equipo.....	Pag. 289
	8.1.3 Condiciones económicas del equipo.....	Pag. 290
8.2	Comparación de alternativas propuestas.....	Pag. 295
	8.2.1 Comparación Técnica.....	Pag. 295
	8.2.2 Comparación económica.....	Pag. 295
8.3	Selección de alternativa.....	Pag. 296
	8.3.1 Ventajas.....	Pag. 297
8.4	Comparación de otras alternativas de transporte.....	Pag. 298

CONCLUSIONES.....	Pag. 299
-------------------	----------

RECOMENDACIONES.....	Pag. 300
----------------------	----------

BIBLIOGRAFIA.....	Pag. 301
-------------------	----------

ANEXOS

Objetivos y Alcances

- Ejecutar en forma integral el **Proyecto de Exploración Crucero 810 - Nv 820**, a través de un análisis técnico- económico que busque la total satisfacción del cliente y otorgue infalibilidad al riesgo de inversión por parte de la Empresa Especializada, considerando la capacidad y versatilidad del tipo de transporte a emplear a través de un menor costo **US\$/TM-KM**.
- Conocer como se formulan los presupuestos económicos en licitaciones de obras mineras, a través del análisis e interpretación de las principales variables del costo directo e indirecto.
- Lograr optimizar la seguridad, ergonomía y control del Medio Ambiente, mediante técnicas de ventilación, limpieza, sostenimiento, perforación, voladura y transporte interior mina y superficie.
- Ofrecer el presente proyecto integral a todo alumno y/o profesional relacionado con la actividad minera y de manera muy especial a los futuros profesionales egresados de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de Piura.
- Obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas.

Capítulo I : Generalidades

I. INTRODUCCION

En este capítulo conoceremos la accesibilidad al yacimiento, así como su política ambiental, flora, fauna, fuerza laboral entre otros.

1.1 Ubicación

La unidad de san Cristóbal pertenece a la Compañía Minera Volcán S.A., fisiográficamente está ubicada en el flanco este de la cordillera occidental de los Andes del centro del Perú, la cota varia de 4500 a 5200 m.s.n.m, la topografía es típica de las zonas de glaciares con valles en “U”, morrenas y valles juveniles.

Está ubicada a 170 kilómetros al este de la ciudad de Lima y 40 Km. de La Oroya por donde comunica por Ferrocarril y Carretera., con una dirección N75° E políticamente pertenece al distrito de Yauli, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, en la Región Andrés A. Cáceres.

Geográficamente se encuentra dentro de las coordenadas:

76° 05' Longitud Oeste

11° 40' Latitud Sur

Sus Coordenadas UTM:

8 702 762.948 N

384 547.852 E

Características geográficas:

Temperaturas de -5 a 13° C

Lluvias promedio mensual de 23 a 193 mm

de 55 a 65%

Volcán es una empresa que desarrolla parte de sus operaciones mineras en las Unidades de Producción de San Cristóbal, Andaychagua y Marh Túnel, ubicada en los distritos de Yauli y Huay Huay, provincia de Yauli, departamento de Junin (en conjunto, la “La Unidad de Producción Yauli”).

1.2 Accesibilidad (Véase plano N°01)

Es accesible por la carretera central que une Lima con el centro del Perú, esta vía está asfaltada en su totalidad y en buen estado. A la altura de cut off kilómetro 156, parte un ramal de 20 kilómetros que une al distrito minero de san Cristóbal; además el ferrocarril central tiene una estación en Yauli a 12 kilómetros del distrito minero de san Cristóbal el cual sirve para el transporte de los concentrados.

1.3 Aspecto Legal

Volcán Compañía Minera S.A.A. con R.U.C. N° 20383045267, está inscrita en la ficha 41074 del libro de sociedades contractuales del Registro Minero de la oficina registral de Lima y Callao – Sede Lima. Debidamente representada por su Gerente de Logística Señor Mario Eduardo De las casas Vizquerra.

1.4 Política Ambiental

La organización ha establecido y mantiene un Sistema de Gestión Integrado para la Salud, Seguridad Ocupacional y el Medio Ambiente (SGI SSOMAC) bajo los requerimientos que se establecen en la cláusula 4 de la especificación OHSAS 18001:1999 y de la norma ISO 14001:1996. Las adecuaciones a la norma ISO 14001:2004 y la implementación del Sistema de Gestión de Calidad bajo la norma ISO 9001:2000 están en proceso.

En Noviembre 2003 la organización decidió implementar un Sistema de Gestión Integrado de Salud, Seguridad Ocupacional, Medio ambiente y Calidad (SGI

SSOMAC). En Agosto 2005 la nueva Gerencia General encontró que la Política se mantenía relevante y apropiada a la organización.

El SGI SSOMAC comprende a las actividades operativas de extracción de minerales polimetálicos, procesamiento, transporte y comercialización de concentrados que realizan las Unidades Económicas Administrativas Cerro de Pasco, Andaychagua, Carahuacra y San Cristóbal / Mahr Túnel de Volcán Compañía Minera S.A.A., así como la Unidad Económica Administrativa Animón de Empresa Administradora Chungar S.A.C.

1.5 Fisiográfica

La unidad de San Cristóbal presenta una fisiografía variada con un relieve cordillerano típico de altura, laderas, altiplanicies y valles fluvioglaciares. Las altitudes de la zona de estudio varían de 4500 m.s.n.m. (mina San Cristóbal) hasta 5200 m.s.n.m. (Nevado Chumpe); según la división altimétrica de J.P. Vidal (1948), estos lugares corresponden la región Puna (4100 a 4800 m.s.n.m.) y Janca (4800 m.s.n.m. a más).

Se caracteriza por su gran altitud y relieve irregular. En contraste con los valles en “U” a los que se les asigna un origen glaciar, entre ellos se tiene el valle glaciar carahuacra, andaychagua, chumpe, y el valle de yauli.

La dirección predominante en el valle glaciar en “V” de Andaychagua es de suroeste a noreste y de sureste a noroeste en el valle de Carahuacra, al este y- oeste del anticlinal chumpe respectivamente; el valle de yauli cuyo nacimiento es en la laguna de pomacocha lleva una dirección de suroeste a noreste, por el seno de estos valles discurre pequeños ríos los que toman el nombre del valle correspondiente, estos son de un curso permanente pero de caudal fluctuante y poco torrentosos.

1.6 Clima

Como es característica de estas altitudes enmarcadas dentro de la región denominada “Puna”, el clima en la mayor parte de los Andes Peruanos es frígido y seco.

Durante el año se pone de manifiesto la alternancia de dos estaciones bien diferenciadas, la estación húmeda o de lluvias que comprenden los meses de noviembre a marzo con precipitaciones por lo común sólidas tales como nevadas y granizada, en esta época las temperaturas oscilan entre 15°C y 0°C entre el día y la noche.

En la estación seca que corresponde a los meses restantes, el frío se torna más fuerte alcanzando temperaturas bajo 0°C sobre todo en las primeras horas de la madrugada.

1.7 Vegetación

Las condiciones del clima del área permiten el desarrollo y abundancia de una vegetación de gramíneas hasta de un metro de altura donde predomina la paja de la puna (Ichu).

Debido a las inclemencias del clima no existen terrenos cultivables en la región, abasteciéndose los pobladores de recursos provenientes de los valles de Tarma y Huancayo (valle del mantaro).

Abundan también otras especies pero en menor proporción que el Ichu, pero en el lugar se les da un uso medicinal, se puede mencionar la huila-huila, la escorzonera, la Huamanripa, arbustos como la cunuca, huamanpinta, crespillo y otras variedades rastreras como la champa y la yareta.

1.8 Drenaje y Afluentes

La dirección del drenaje es convergente a los valles, hacia el suroeste y noreste en el valle de Carahuacra y hacia el noroeste y sureste. En los valles de Andaychagua y Yauli, en la mayor parte de la región es característica la presencia de dos tipos de drenaje dendrítico y sub-paralelo conjugados.

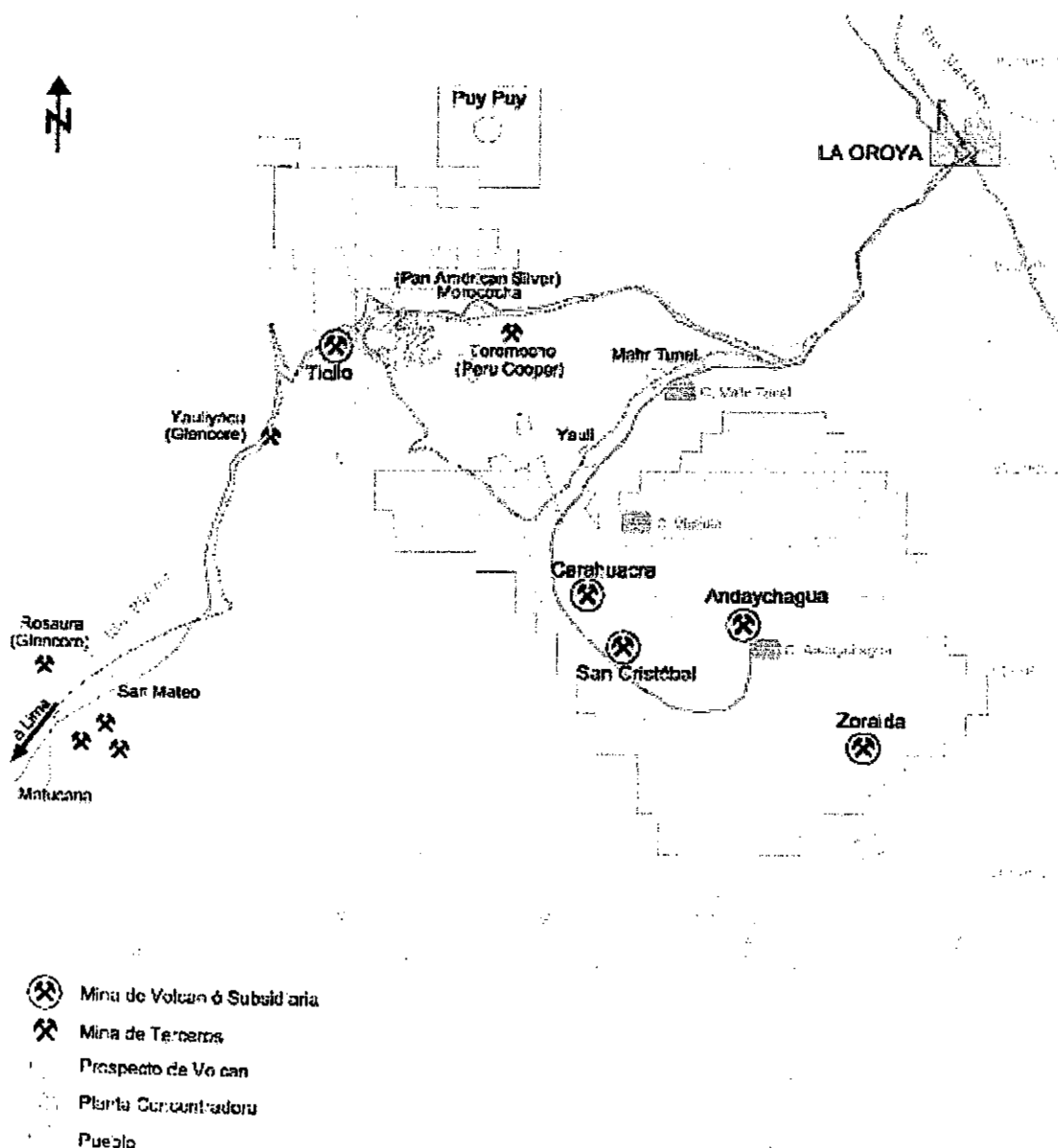
La unión de los ríos Pomacocha y Rumichaca forman el río Yauli, posteriormente sigue su curso normal por el distrito de Yauli, hasta unirse con el caudal de las aguas que vierte el Túnel Kingsmil, finalmente el río pasa por el distrito de Sacco para unirse con el río Mantaro.

1.9 Recursos Humanos

Compañía Minera Volcán S.A. dentro de su oficina de tiempo tiene registrado 3,345 personales que trabajan en la mina san Cristóbal y Andaychagua, de los cuales el 37% representan a personal de Volcán y el 63% a Empresas Especializadas.

Plano N° 01

Plano de ubicación de la Unidad Minera Yauli



Capítulo II: Geología

MARCO GEOLOGICO

2.1. Generalidades

Para el estudio y descripción de los rasgos geológicos más importantes del distrito minero San Cristóbal, se ha tomado como referencia a diversos autores y geólogos que en su debido momento hicieron los estudios y análisis de la geología general del Distrito Minero de San Cristóbal.

La cordillera de los Andes en el Perú central tiene un ancho aproximado de 300 Kilómetros, y ha sido intensamente plegado por la Orogenía Andina.

El Distrito Minero de San Cristóbal está localizado en la parte suroeste de una amplia estructura regional de naturaleza domática que abarca íntegramente los distritos de San Cristóbal y Morococha, conocida como el complejo Domal de Yauli, que representa una ventana de formaciones Paleozoicas dentro de la faja intra cordillerana de formaciones Mesozoicas.

El Paleozoico tiene dos pisos: el inferior formado por el Grupo Excelsior y el superior por el Grupo Mitu; el Excelsior esta aflorando a lo largo del anticlinal de Chumpe en la parte oeste del Domo de Yauli y en el anticlinal de Ultimátum hacia el este; el Mitu aflora en la mayor parte del Domo. El margen esta constituida por las formaciones mesozoicas: Grupo Pucará, Formación Goyllarisquizga, Grupo Machay y Formación Jumasha.

Cuerpos intrusivos y capas extrusivas testifican la actividad ígnea en la zona; la muestra las diferentes rocas que afloran en esta región que van del Devónico Inferior al Terciario.

2.2. Estratigrafía

En el área de San Cristóbal, la estratigrafía se extiende desde el Paleozoico hasta el Cretácico Superior.

2.2.1. Grupo Excelsior (Silúrico-Devónico)

Las rocas más antiguas que afloran en el área son las del grupo Excelsior y conforman el núcleo del Anticlinal Chumpe. La potencia total de este grupo es desconocida, sin embargo, J.V. Harrison (1943) determinó una potencia de 1800 metros para una secuencia equivalente en los alrededores de Tarma. Este grupo está constituido predominantemente por filitas (lutitas metamorfoseadas) con intercalaciones de cuarcitas, vulcanitas verdes y bancos calcáreos marmolizados con fósiles (crinoideos); todo el conjunto está intensamente plegado, con la formación de una esquistosidad subparalela a los planos axiales de los pliegues.

Mineralización en este grupo es reconocida, principalmente en filones, además de la descrita por H.W. Kobe, que reconoce dos tipos; una tipo manto en la mina Ultimátun de Fe, Zn, Pb, Ag; y el otro estrictamente estrato-ligada ubicado en el Anticlinal Ultimátun, de Ni, Co, As (Sb), Fe, S.

2.2.2. Grupo Mitu (Pérmico)

Discordantemente sobre las rocas del Grupo Excelsior yacen una serie de volcánicos, constituidos por derrames andesíticos, y dacíticos, brechas, aglomerados y tufos, formando una serie variada que localmente es conocida como Volcánicos Catalina; hacia el techo de esta serie volcánica, particularmente hacia el NE aparece una serie vulcano-sedimentaria con conglomerados y areniscas.

Mineralización en este grupo es ampliamente reconocida a lo largo de todo el Domo de Yauli, siendo principalmente en la forma de filones y diseminada.

Debido a su naturaleza irregular la potencia total del Grupo Mitu es muy variable, al oeste de la mina San Cristóbal la potencia de los Volcánicos Catalina es aproximadamente 800 metros. La edad del Grupo Mitu fue considerada como del Carbonífero superior (Mc Laughlin 1940) y posteriormente asignada al Pérmico.

2.2.3. Grupo Pucara (Triásico superior - Liásico)

Un conjunto de facies calcáreas denominado Grupo Pucará reposa en marcada discordancia sobre el Grupo Mitu; este conjunto está dividido en tres formaciones: Chambará, Aramachay y Condorsinga (en el área sólo existiría la parte superior del Aramachay, y Condorsinga); estando íntimamente relacionado a la mineralización económica del área. A continuación se realiza una caracterización estratigráfica de ese grupo que fué descrita por varios geólogos, entre los cuales citamos a Harrison(1949), Szekely y Grosse(1972), F.Mégard(1978).

Formación Chambará (Triásico superior), en su base figura una serie terrígena seguida por otra calcárea constituida por calizas, calizas dolomíticas, dolomitas, separadas por capas calcáreo-arcillosas y tufos de algunos centímetros; las rocas calcáreas tienen un color gris claro variando a negro, que parece ligado a un porcentaje creciente de materia orgánica. Brechas intraformacionales monogénicas están presentes aunque raras veces.

Formación Aramachay (Liásico: hetangiano-Sinemuriano) está representada por pizarras limosas que predominan, seguidas de areniscas de grano fino, calizas y de chert en capas; las calizas se presentan en bancos de 20 a 50 centímetros, frecuentemente

lenticulares, o en nódulos discoídeales de hasta un metro de diámetro; se nota también capas vulcano-detriticas. El conjunto tiene un tinte negro y una pátina bruno-lilácea muy característica.

Formación Condorsinga (Liásico Toarciano) es casi exclusivamente calcárea, las calizas que la componen en su mayor parte son oolíticas o bioclásticas, ellas contienen chert abundante en la mitad inferior de la formación; intercalaciones tufáceas de color gris claro, de grano fino a medio, son comunes. Las calizas varían de color gris claro a gris oscuro, son de grano fino, hay zonas donde están fuertemente brechadas.

La mineralización en este grupo es ampliamente conocida en la región central del Perú; en la zona, mantos que se emplazan al techo de Aramachay y base de Condorsinga tienen potencias variables desde unos cuantos centímetros hasta varios metros; la mineralogía está constituida principalmente por esfalerita, hematita, minerales de plata, carbonatos como siderita, rodocrosita etc.

2.2.4. Grupo Goyllarisquizga (Cretácico Inferior)

Sobre el Grupo Pucará yace en discordancia paralela el Grupo Goyllarisquizga, el cual se depositó en dos fases sucesivas. La primera compuesta por depósitos de granulometría fina a muy fina, de facies llanura aluvial con pelitas rojas y escasas intercalaciones de areniscas de facies de desbordamiento, depositadas en un ámbito climático semiárido mostrado en la fuerte oxidación de las pelitas. Durante la segunda fase hay un cambio brusco respecto a la primera, depositándose areniscas medianas hasta muy gruesas y niveles conglomeráticos con troncos de árboles actualmente silicificados, en un ambiente húmedo e importante actividad ígnea evidenciada por sills de basalto. En San Cristóbal, su potencia alcanza 100 metros. El Grupo Goyllarisquizga ha sido atribuido al Cretácico inferior-Valanginiano-Aptiano.

2.2.5. Grupo Machay (Cretácico Medio)

Formación Chúlec, originalmente descrita por McLaughlin (1924) como el miembro inferior del Grupo Machay, fué elevada al nivel de formación por Benavides (1956). Esta formación totalmente carbonatada, litológicamente está conformada por una alternancia de calizas y margas de facies de plataforma externa; es muy fosilífera y constituye la primera formación cretácica de los Andes Centrales correctamente datada. Toda la serie en su conjunto está intensamente bioturbada. En potencia varía desde 250 m justo al SO de Morococha a 350 m en Carahuacra. La base de la formación Chúlec está considerada como la base del primer horizonte calcáreo arriba de las areniscas cuarzosas del Grupo Goyllarisquizga y data del Albiano medio.

Formación Pariatambo, definida por McLaughlin (1924) como el miembro superior del Grupo Machay, ahora se considera una formación separada. Esta formación fácil de localizar en el paisaje por su coloración negra característica, escasa resistencia a la erosión y litología monótona está constituida por una alternancia margo-caliza de pequeños bancos claros y oscuros generalmente muy bituminosos, señalados por un olor fétido muy pronunciado. Los niveles claros son mudstones con "packstones" calcáreo-dolomíticos algunas veces ligeramente siltosos. Los bancos oscuros son margas calcáreo-dolomíticas muy bituminosas. Toda esta formación depositada en una plataforma relativamente profunda y aislada contiene numerosos amonites poco fragmentados y restos de peces.

El tope, está marcado por la aparición de sílex que se halla a veces en tal cantidad que llega a formar bancos disimétricos con dolomitas intercaladas. Las variaciones de espesor son pequeñas, entre 50 y 75 m; encontrándose los extremos en Morococha con 15 m y en San Cristóbal con 130 m, además en este último también se presenta una decena de metros de areniscas finas intercaladas en la parte media de la

formación. La fauna de esta formación es Albiana superior e incluye *Inoceramus* y *Exogyra* (Wilson, 1963)

2.2.6. Formación Jumasha

Concordantemente sobre la Formación Pariatambo se encuentra la Formación Jumasha. Litológicamente, es la más homogénea de las formaciones cretácicas expuestas en el Domo de Yauli. Consiste casi enteramente de una serie carbonatada dolomítica, masiva y poco fosilífera con escasos lentes de areniscas y sílex, depositada en una plataforma ligeramente confinada y de poca profundidad. Los amonites encontrados pertenecen al Albiano superior-Turoniano.

2.2.7. Intrusivos

En el área de San Cristóbal, ocurren dos tipos de intrusivos: ácidos y básicos.

2.2.7.1. Intrusivos Ácidos

Las rocas intrusivas ácidas están representadas en el área por stocks de monzonita cuarcífera, diorita cuarcífera y diques de alaskita ubicados a lo largo o cerca de la zona axial del Anticlinal de Chumpe.

Los stocks más importantes en el área son: el Intrusivo Carahuacra y el intrusivo Chumpe; el primero es un stock de 1.5 kilómetros de largo por 1,0 kilómetro de ancho, que aflora en la parte NO del área de San Cristóbal, en contacto con las filitas del Grupo Excelsior y los volcánicos Catalina; el intrusivo Chumpe forma el pico más alto en el área de San Cristóbal y se emplaza a lo largo de la zona axial del anticlinal que lleva su nombre.

Una serie de diques irregulares, paralelos, con buzamientos verticales, conocidos localmente como diques de alaskita, se encuentran intruyendo filitas del Grupo Excelsior a lo largo de la zona axial del Anticlinal de Chumpe; estos diques están asociados en profundidad con el Intrusivo de Chumpe; petrográficamente los diques son granitos porfiríticos.

2.2.7.2. Intrusivos Básicos

Intrusivos de carácter básico han sido encontrados en la región de Andaychagua así como cerca del Intrusivo Carahuacra; los del área de Carahuacra son diques de diabasa, que se ubican casi perpendicularmente al eje del anticlinal; en Andaychagua, en los volcánicos Catalina, ocurre una intrusión de gabro tipo "pipe" de forma elipsoidal, su tamaño es de 70 x 250 metros.

Además se debe mencionar los cuellos y diques de basalto que atraviesan las formaciones, posiblemente se trata de extrusiones/intrusiones de edad variable, que podría ser la fuente de los sills en Pucará, Goyllar y Machay dentro de los cuales se encuentra el Basalto Montero.

2.3. Aspectos estructurales

2.3.1. Generalidades

En el Domo de Yauli se observa una sobre posición tectónica de mayor intensidad y antigüedad afectando los sedimentos paleozoicos que forman parte central de los anticlinales; otra tectónica de edad intermedia y de poca intensidad afecta a la cobertura Permiana y

Triásica-Jurásica; y una tectónica más moderna e intensa afecta a la cobertura Cretácica y aún a litologías Pre-Cretácicas.

2.3.2. Domo de Yauli

La estructura geológica más importante de esta región es el domo de Yauli la denominación de anticlinal ó Domo de Yauli no se relaciona a una elevación topográfica, sino, a razones estratigráficas, en este caso en el Domo de Yauli afloran rocas paleozoicas.

Se considera al Domo de Yauli como una estructura de carácter regional, que se extiende desde el valle de Suitucancha hasta Ticlio; es una estructura domal rectangular y elongada de 30 Kilómetros de largo por 15 de ancho; tiene el rumbo general andino de N35°W promedio, su flanco este buza entre 30° y 40° mientras su flanco oeste buza entre 60° y 80°; está conformado por varios anticlinales y sinclinales, de los cuales los anticlinales más importantes son el de Chumpe y el de Yauli (Ultimátum).

En su parte central, afloran rocas del basamento paleozoico (Volcánicos Mitu y Filitas Excelsior) en el flanco occidental está compuesto por calizas del Grupo Pucará y areniscas Goyllarisquizga; en el flanco oriental se extiende las rocas del Grupo Mitu por varios kilómetros y sobre estos, las del Grupo Pucará; así mismo conforman rocas del Intrusivo Chumpe. Estos intrusivos ácidos conforman un gran “sistema porfirítico” que parece estar relacionado directamente con los eventos hidrotermales y mineralizaciones observadas a nivel regional y distrital (minas San Cristóbal-Carahuacra y Andaychagua).

2.3.3. Plegamiento

Dos periodos de plegamiento son los que se reconocen a través del tiempo en la región.

El primer periodo se dio a efecto en épocas pre-mesozoicas (Pérmico Inferior), denominado tectónica tardihercínica dando lugar a un intenso plegamiento de las Filitas Excelsior.

El segundo periodo denominado tectónica andina, que plegó principalmente las rocas mesozoicas, comenzó a fines del Cretácico continuando a principios y mediados del Terciario. Toda esta sucesión de eventos dieron origen a la formación del Domo de Yauli al ser plegadas las rocas volcánicas y sedimentarias, siendo la dirección de las fuerzas compresivas de noreste a suroeste y viceversa.

2.3.4. Lineamiento

En el Domo de Yauli se observa dos lineamientos principales de 120° reconocidos por interpretación satelital; estos son los lineamientos de Chumpe y Suitucancha, comportándose como corredores estructurales pre-mineralizantes y generando fallas tensionales de 70°NE en las que fueron aprovechadas por los fluidos mineralizantes que las rellenaron.

2.3.5. Fracturamiento

El fracturamiento en el área de San Cristóbal, parece ser el resultado de las fuerzas compresivas e intrusivas que dieron lugar a la formación del Domo de Yauli.

Probablemente a fines del Cretácico, se produce plegamiento (Fase Peruana) debido a fuerzas de compresión con dirección noreste-suroeste, a medida que las fuerzas de compresión aumentaban de intensidad durante el plegamiento "Incaico" (Terciario Inferior), las cuales producen un fallamiento inverso (sobrescurrimiento) de rumbo noroeste-sureste dando lugar al cabalgamiento de formaciones antiguas sobre las mas jóvenes fallas como la de Yantayo, Abascocha y Machaypampa las cuales se ubican al oeste del Domo de Yauli,

fallas de relajamiento se producen por este mismo efecto las cuales fueron aprovechadas por los fluidos mineralizantes.

Al seguir actuando las fuerzas de compresión dio lugar a la formación de fracturas de cizalla de rumbo este-oeste; vetas principales del sistema San Cristóbal y Virginia.

2.3.6. Ocurrencia de la mineralización

La complejidad geológica del distrito a dado lugar a la formación de una variedad de depósitos minerales que se extienden ampliamente en él.

Después de la última etapa del plegamiento "Quechua" y la formación de las fracturas de tensión, vino el período de mineralización; soluciones residuales mineralizantes originadas probablemente de los stocks de monzonita cuarcífera, invadieron el área dando lugar a la formación de vetas, mantos y cuerpos; sin embargo es necesario aclarar que en los últimos años se trata de explicar el origen de los mantos como exhalativo-sedimentario (mineralización Jurásica), que se emplazaría en forma conjunta a la deposición de las calizas, mediante el aporte de mineral a partir de grifones; y el de los cuerpos como un sistema mixto entre ambos (mineralización Jurásica-Terciaria).

2.4. Geología económica

2.4.1. Generalidades

En la mina San Cristóbal existen estructuras tipo vetas, mantos y cuerpos; las vetas están emplazados en el Domo de Yauli (Grupo Excelsior, Grupo Mitu y Grupo Pucará) de rumbo noreste a suroeste, de una longitud promedio de 1600 metros y 650 metros según el buzamiento con potencia que varían de <1 a 10 metros a más, su forma es del tipo rosario. Los mantos y cuerpos se encuentran emplazados en calizas del Grupo Pucará

siguiendo el contacto Mitu-Pucará y controlados por el sistema estructural, de rumbo promedio de noroeste a sureste; su forma es irregular (lenticular) de longitudes que varían de 90 metros de largo y 100 metros de ancho reconocidos desde superficie hasta los niveles inferiores de la mina San Cristóbal que actualmente se están trabajado tales como el C-658, C-Huaripampa, C-Lidia y C-423.

La producción de la mina San Cristóbal diaria es de 3,000 T.M.S. diarias con una ley de 0.35 %Cu, 0.90 %Pb, 7.5 %Zn, y 3.58 oz.Ag.

2.4.2. Mineralización

La mineralización principal que rellena hidrotermalmente las estructuras es polimetálica, con mineralización económica de Zn-Pb-Ag y Cu asociados al cuarzo, pirita, magnetita y hematita. El emplazamiento del mineral económico es generalmente por impregnación hidrotermal y la mineralización es de tipo filoneano (relleno de fisuras) emplazados en los volcánicos del Grupo Mitu, Filitas del Grupo Excelsior y calizas del Grupo Pucará y por remplazamiento (cuerpos y mantos), que se encuentran emplazado netamente en las calizas del Grupo Pucará.

2.4.2.1. Mineralización de cuerpos

a. Generalidades

Concordante con las calizas y tufos del grupo Pucará, ocurre mineralización en forma de mantos, los cuales en profundidad cambian a cuerpos irregulares de mineral.

Cabe notar que estos mantos se ubican a partir del contacto volcánico-caliza y a lo largo de este, allá donde se intercepta con fracturas que atraviesan el anticlinal (sistema de vetas Carahuacra, Virginia, San Cristóbal, Polonia, Prosperidad, Andaychagua, etc.) pueden dar lugar a la formación de cuerpos

irregulares de mineral; siendo la característica que estas formas tabulares que afloran en superficie cambien en profundidad a cuerpos completamente irregulares (mejor dicho, la extensión superior de los cuerpos mineralizados generalmente terminan en mantos de forma tabular).

b. Mineralización

La mineralogía de los cuerpos está constituida principalmente por esfalerita, marmatita, hematita, marcasita, pirita, siderita, barita, magnetita, galena y cuarzo.

Referente a paragénesis y zoneamiento deberá ser definido considerando el conjunto de los cuerpos presentes en el área; existiendo la teoría de que los cuerpos pudieran tener un origen mixto, primeramente una deposición exhalativo-sedimentaria, y posteriormente un enriquecimiento y concentración por removilización con aporte de mineral terciario.

c. Alteración de las rocas de caja

El grado y tipo de alteración están relacionados a la clase de roca huésped. La caliza se encuentra mayormente silicificada, dolomitizada adyacente a los estratos mineralizados y en zonas alejadas la alteración consiste en una moderada recristalización y piritización; asimismo es conspicua la formación de brechas de solución y estructuras cársticas. La roca volcánica presenta fuerte silicificación variando a sericitización, cloritización y argilitización principalmente en las zonas de fracturas transversales.

d. Consideraciones genéticas

Como sabemos el origen de esta forma de mineralización (mantos y cuerpos), es aún materia de discusión, debido a la existencia de dos posiciones diferentes; una singenética (exhalativa-sedimentaria y la otra epigenética.

En base a observaciones y el laboreo en la zona se opinaba hasta hace poco que el origen de estos cuerpos mineralizados sería mixto, es decir una primera mineralización singenética (exhalativa-sedimentaria) que se depositó en forma conjunta con las calizas, algo incipiente; y una segunda mineralización Terciaria que removilizó y concentró a los mantos ya existentes; dando origen a los verdaderos cuerpos mineralizados.

En los últimos estudios realizados el año 1999 por el Dr. Robert Moritz de la Universidad de Ginebra con quien Volcán tiene un convenio, los resultados de laboratorio de isótopos de Pb nos indican que el plomo de las vetas y los cuerpos son coetáneos y de una sola fuente de origen, así como el zinc, lo que demuestra a las claras que la mineralización es eminentemente epigenética.

2.4.2.2. Sistema de vetas san Cristóbal

a. Generalidades

Las vetas o filones fueron formadas principalmente por relleno de fracturas, siendo mejor mineralizadas aquellas que se formaron a lo largo de fracturas de tensión; las fallas de cizalla por contener mucho panizo no fueron bien mineralizadas o pobremente mineralizadas. Se encuentran localizadas en todo el distrito minero, con su mayor desarrollo en los volcánicos del grupo Mitu.

El sistema de vetas San Cristóbal, está conformado por las siguientes vetas: San Cristóbal, Siberia 1, Siberia 2, 947, 625, Ramal Norte (veta tungsteno), Danitza, Olvidada, K, Vanidosa; de todas éstas la más importante es la primera siendo las otras ramales de dicha veta. La veta San Cristóbal es la estructura más extensa que se conoce en el área y ha sido mineralizada a lo largo de aproximadamente tres kilómetros.

El ancho de la vetas es variable en los diferentes tipos de roca y a lo largo de toda su extensión; la veta tiene una potencia que varía desde unos cuantos centímetros hasta varios metros; las potencias variadas posiblemente sean el resultado de las diferentes competencias de las rocas, del tipo de fractura (tensional o de cizalla) y de las diferentes reactivaciones que a tenido la fractura.

b. Mineralización

Los minerales más comunes que ocurren en el sistema de vetas San Cristóbal son: esfalerita, galena, calcopirita, minerales de plata, wolframita, pirita, hematita, cuarzo, carbonatos, marcasita y barita.

El mineral de wolframita es la variedad enriquecida en fierro, ferberita; los carbonatos que ocurren son: calcita, siderita, smithsonita, rodocrosita, a veces formando una siderita impura; los minerales de plata son la tetraedrita y pirargirita que generalmente ocurren como inclusiones tanto en esfalerita como en galena; pequeñas cantidades de hematita, magnetita, barita y marcasita se encuentran principalmente al Oeste, en el área de los volcánicos.

Procesos de oxidación y enriquecimiento supergénico parece haber tenido lugar solamente en la parte occidental, en el área de los volcánicos; malaquita, chalcocita y plata nativa han sido encontrados ; la razón por la cual no existe enriquecimiento supergénico en el área central y oriental, es debido a que los afloramientos hasta épocas recientes han estado cubiertos por el Glaciar de Chumpe.

c. Zoneamiento y Paragénesis

Todos estos minerales se encuentran formando bandas paralelas dentro de la vetas y muestran un marcado zoneamiento en relación a los diques intrusivos ubicados dentro del núcleo del anticlinal Chumpe.

En el área de los diques las vetas presentan, de caja techo a caja piso; una banda de pirita-wolframita-cuarzo, una banda de calcopirita-esfalerita-cuarzo, otra banda de esfalerita-galena-tetraedrita-calcopirita, y otra banda de carbonatos; además una zona de microbrecha se encuentra indistintamente en la caja piso o en la caja techo, y a veces atravesando las bandas de minerales.

Hacia el Oeste la banda que contiene wolframita disminuye gradualmente, hasta prácticamente desaparecer en el contacto entre volcánicos y filitas; en esta área de contacto, la segunda banda de calcopirita-esfalerita-cuarzo aumenta en forma considerable. Más hacia el Oeste, en el área de los volcánicos, sólo existen dos bandas, una de esfalerita-galena y otra de carbonatos. El extremo occidental de la vetas, que está en calizas, recién se está reconociendo.

El zoneamiento mineralógico está en relación directa con la secuencia paragenética; es decir, las bandas de los diferentes minerales corresponden a diferentes etapas de mineralización, el bandeamiento que presentan las vetas, los diferentes tipos de alteración y el hecho de que algunas vetas, sólo presenten el tipo de mineralización pirita-wolframita-cuarzo, sin material triturado, sugiere que el sistema de vetas San Cristóbal ha sido reaperturado varias veces durante su historia; una reapertura probablemente ocurrió después de emplazada la primera mineralización y dio lugar a una zona de microbrecha que se encuentra a lo largo de toda la veta; este cuadro general es confirmado por la veta Siberia 1, que ha sido mineralizada únicamente en la primera etapa de mineralización; es decir, pirita-wolframita-cuarzo; esta veta aparentemente no ha sido reabierto posteriormente ya que no fue mineralizada con minerales de las etapas posteriores; además ha sido cortada y desplazada por el movimiento rotacional de la veta San Cristóbal.

La reapertura entre las diferentes etapas de mineralización está probada por el extremo brechamiento de esfalerita en algunas partes y el relleno de fracturas a través de las vetas por carbonatos posteriores.

Resumiendo lo anterior en la tabla siguiente se muestra la secuencia paragenética de los minerales más abundantes de la veta San Cristóbal, que viene a ser la misma para todo el sistema, así como las reaperturas ocurridas durante las diferentes etapas de mineralización:

- Reapertura de la estructura
Pirita-wolframita-cuarzo (etapa hipotermal)
- Reapertura de la estructura

Calcopirita-esfalerita-cuarzo (etapa mesotermal)

- Reapertura de la estructura

Esfalerita-galena-tetraedrita-barita-calcopirita

Reapertura de la estructura, fracturamiento de esfalerita.

Carbonatos (etapa epitermal)

- Reapertura de la estructura (formación de microbrecha)

Enriquecim. Supergénico: malaquita, calcocita, plata
nativa

d. Alteración de rocas encajonantes

La alteración de las rocas encajonantes varía de acuerdo al tipo de roca:

En las filitas, donde se han desarrollado todas las etapas de mineralización, la alteración consiste; de la veta hacia afuera, de una zona de silicificación de aproximadamente dos metros, luego una zona de cuatro metros de caolinización y/o sericitización, y finalmente más o menos diez metros de cloritización y argilitización; a lo largo de algunas vetas, que sólo tienen mineralización de pirita-wolframita-cuarzo, la alteración de la roca encajonante es menos extensa y se reduce tan sólo a unos pocos metros. Diseminación de pirita ocurre entremezclada con todos los tipos de alteración. En las filitas cerca al contacto con los volcánicos, donde ocurre la mayor concentración de minerales de cobre, la alteración puede alcanzar hasta treinta metros de distancia con una fuerte piritización.

En los volcánicos, la zona de silicificación se reduce a unos cuantos decímetros, y la zona de caolinización alcanza hasta dos metros, mientras que la zona de cloritización hacia el contacto con las filitas tiene más de cuarenta y cinco metros.

En los diques de alaskita se observa principalmente silicificación y sericitización.

e. Controles de Mineralización

La mineralización del sistema de vetas San Cristóbal presenta principalmente un control estructural y litológico.

El control estructural está determinado por la falla San Cristóbal y fracturas aledañas, que permitieron la circulación de soluciones mineralizantes, además, las diferentes reaperturas durante la formación de la veta, dieron lugar a las distintas bandas de minerales y han jugado papel importante para el emplazamiento de minerales a lo largo de las diferentes áreas de la mina.

El control litológico está determinado por los diferentes tipos de rocas encajonantes a lo largo del sistema de vetas San Cristóbal, las cuales han influido en el diferente comportamiento frente a la ruptura para la formación de la fractura, y a la precipitación de las soluciones mineralizantes de acuerdo a valores de pH (concentración de iones de hidrógeno) y Eh (concentración de oxígeno).

Así vemos que el ensamble mineralógico pirita-wolframita-cuarzo está localizado en el área central de filitas, la mineralización de cobre está localizada al contacto entre las filitas y volcánicos. Por último la mineralización de zinc y plomo está localizada en toda la veta.

Capítulo III : Geomecánica Aplicada

3 INTRODUCCION

Al efectuar una excavación en un macizo rocoso se crean fenómenos que se conjugan determinando el grado de estabilidad de la excavación, por ejemplo la influencia de las discontinuidades estructurales de la labor, la cual exige buscar alternativas sobre las necesidades del sostenimiento o los sistemas de excavación adecuados.

La secuencia de trabajo para la aplicación del sostenimiento, se realiza en base a una previa evaluación geomecánica del macizo rocoso, a través de la cual se calcula el índice de calidad "Q" que permite utilizar las recomendaciones de soporte de Barton. Una evaluación minuciosa será de gran importancia para dimensionar en forma real el requerimiento de sostenimiento en determinados tramos de excavación.

3.1 Evaluación Geomecánica

3.1.1 Descripción del Método de Evaluación

Con la finalidad de brindar una información de la calidad de roca para elegir el tipo de sostenimiento a aplicar en determinados tramos y aberturas máximas a realizar, se lleva a cabo una toma de datos in situ (mapeo geotécnico).

Las clasificaciones geomecánicas vienen dadas en función a dos índices de calidad:

- a. Índice de calidad de Túneles (NGI) "Q" de Barton.
- b. Índice RMR (Bieniawski).

a. Índice de calidad de Túneles (NGI) "Q" de Barton

Un sistema estructural de macizos rocosos orientado también a servir en la construcción de túneles, fue desarrollado por Barton, Lien y Lundén, investigadores del NGI (Norwegian Geotechnical Institute), basándose en extensivos estudios en terreno y un gran número de casos de estabilidad de excavaciones subterráneas.

Aplicando:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

J_n = Número de sistemas de fisuras
(Joint set number)

J_r = Número de la rugosidad de las fisuras
(Joint roughness number)

J_a = Número de la alteración de las fisuras
(Joint alteration number)

J_w = Factor de reducción por agua en las
Fisuras.

(Joint water reduction factor)

SRF = Factor de reducción por esfuerzos
(Stress reduction factor)

(Véase Tablas N° 01, 02, 03, 04 y 05)

Valor de Índice Q

<i>Valor de Índice Q</i>	<i>Calidad de Roca</i>
0.0001 – 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Extremadamente mala
0.1 – 1.0	Muy mala
1.0 – 4.0	Mala
4.0 – 10.0	Regular
10.0 – 40.0	Buena
40.0 – 100.0	Muy Buena
100.00 – 400.00	Extremadamente buena
400.00 – 1000.00	Excepcionalmente buena

Tabla N° 01

J_n	<i>Número de Sistemas de Fisuras</i>	
A. Sin o con pocas fisuras	0.5 - 1.0	
B. Un sistema de fisuras	2	
C. Un sistema de fisuras + una aislada	3	
D. Dos sistemas de fisuras	4	1. Para cruces en túneles,
E. Dos sistemas de fisuras + una aislada	6	Usar (3 x J_n).
F. Tres sistemas de fisuras	9	
G. Tres sistemas de fisuras + una aislada	12	2. Para portales, usar
H. Cuatro o más sistemas de fisuras,	15	(2 x J_n).
fisuración intensa, etc.		
J. Roca triturada, terrenal	20	

Tabla N° 02

J_r	<i>Nro. de Rugosidad de las Fisuras</i>	
a) Contacto en las paredes	<i>Valor</i>	1. Añade 1.0 si el
Contacto en las paredes antes de		espaciamiento medio
un cizalleo de 10cm.		del sistema de juntas

M. condiciones de arcilla)	0.8 – 12.0 (06° - 24°)
N. Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa, pequeñas fracciones de arcilla (inablandable).	5.0
Q. Zonas o capas gruesas	
P. de arcilla (Veáse G, H y J para.	10.0 - 13.0
R. las condiciones de la arcilla	13.0- 20.0 (06° - 24°)

Tabla N° 04

J_w Presión Aprox. Del H₂O (Kgf / cm²)	Factor de Reducción por Agua en las Fisuras
A. Excavación seca o poca infiltración, o sea < 5 Lt/min localmente.	1.00 1.00 Kgf / cm ²
B. Infiltración ó presión mediana con lavado ocasional de los rellenos.	0.66 1-2.5 Kgf / cm ²
C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.50 2.5-10Kgf/ cm ²
D. Gran infiltración o presión alta, lavado importante de los rellenos.	0.33
E. Infiltración o presión excepcionalmente altas con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.20 - 0.10 10 Kgf / cm ²
F. Infiltración o presión excepcionalmente altas en todo momento.	0.10 - 0.05 10 Kgf / cm ²

1. Los factores C a F son estimaciones aproximadas. Aumenta J_w si se instalan drenes.
2. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.

Tabla N° 05

SRF	Factor de Reducción por Esfuerzos
a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación y que pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construye el túnel.	Valor SRF
A. Múltiples zonas de debilidad que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada, roca circundante demasiado suelta) cualquier profundidad).	10.00
B. Zonas de debilidad aislada que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación < 50m).	5.00
C. Zonas de debilidad aislada que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación > 50m).	2.50
D. Múltiples zonas de fracturas en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.50
E. Zonas de fracturas aisladas en roca competente (sin arcilla), (profundidad de excavación < 50m).	5.00
F. Zonas de fracturas aisladas en roca competente (sin arcilla), (profundidad de excavación > 50m).	2.50

1. Redúzcanse estos valores SRF de 25 a 50% si las zonas de fracturas sólo interesan pero no cruzan la excavación.
2. Para un campo virgen de esfuerzos fuertemente anisotrópicos (sí se mide): cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, redúzcase σ_c a $0.8\sigma_c$ y σ_t a $0.8\sigma_t$. Cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, redúzcase σ_c y σ_t a $0.6\sigma_c$ y $0.6\sigma_t$. Donde σ_c = fuerza compresiva no confinada y σ_t = fuerza de tensión (carga de punta) y σ_1 y σ_3 son las fuerza mayores y menores principales.
3. Hay pocos casos reportados donde el techo abajo de la

A. Fisuras sin continuidad	4	es mayor de 3m.
B. Rugosas o irregulares, corrugadas	3	
C. Suaves, corrugación suave	2	$J_r = 0.5$, se puede usar
D. Reliz de falla o Superf. de fricción ondulación	1.5	para fisuras de fricción plana y que tengan
E. Rugosas o irregulares pero planas	1.5	alineaciones, con la
F. Lisas y planas	1.0	condición de que estas
G. Reliz de falla o superficie de fricción, Plano.	0.5	estén orientadas para resistencia mínima.
b) Sin contacto de roca después de un cizalleo de 10cm.		
H. Zona que contiene minerales arcillosos de espesor suficiente para impedir contacto de paredes.	1.0	
G. Zona arenosa, de grava o roca triturada de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	

Tabla N° 03

J_a (Φ_r Aprox.)	Nro. de Alteración de las Fisuras	
a) Contacto en las paredes de roca	Valor	1. Los valores de Φ_r y el ángulo de fricción residual, se indican como guía
A. Relleno soldado, duro, inablandable e impermeable	0.75	aproximada de las propiedades
B. Paredes inalteradas, sólo con manchas de superficie.	1.0 (25° - 35°)	mineralógicas de los
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandable, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla.	2.0 (25° - 30°)	productos de alteración, si es que están presentes.

J. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, pequeñas partículas de arcilla (inablandable). 3.0 (20° - 25°)

K. Recubrimientos blandables o con arcilla de baja fricción o sea kaolinita o mica. También clorita, talco, yeso y grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1-2mm de espesor o menos). 4.0 (08° - 16°)

b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10cm.

L. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla, etc. 4.0 (25° - 30°)

M. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos, < 5mm de espesor) 6.0 (16° - 24°)

N. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media a baja (continuos, < 5mm de espesor) 8.0 (08° - 16°)

O. Rellenos de arcillas expansivas, o sea montmorillonita (continuos, < 5mm de espesor). El valor J_a depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso al agua. 8.0 - 12.00 (06° - 12°)

sin contacto de paredes después del cizalleo.

P. Zonas o capa de roca y arcilla desintegrada. 6.0

ó triturada (Veáse G, H y J para 8.0

G. Fisuras abiertas sueitas, fisuración intensa (cualquier profundidad).	5.00	superficie sea menor que el ancho del claro. Se sugiere que el SRP sea aumentado de 2.5 a 3, para estos casos vea 11.
--	------	---

b) Roca competente, problemas de Esfuerzos		σ_c / σ_3	σ_t / σ_1	SRP
H. Esfuerzo bajo cerca de la superficie		> 200	> 13	2.5
J. Esfuerzo mediano		200 - 10	13 - 0.6	1.0
K. Esfuerzo grande, estructura muy cerrada (generalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de las tablas)		10 - 5	0.66 - 0.33	0.5 - 2.0
L. Desprendido moderado de la roca (roca masiva)		5 - 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10
M. Desprendido intensivo de la roca (roca masiva)		< 2.5	< 0.16	10 - 20
c) Roca compresiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de presiones altas de la roca.				
N. Presiones compresivas moderadas				5 - 10
O. Presiones compresivas altas				10 - 20
d) Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua				
P. Presiones expansivas moderadas				5 - 10
Q. Presiones expansivas altas				10 - 20

Clasificación RQD

El geólogo norteamericano d. deere, que desarrollaba su trabajo profesional en el ámbito de la mecánica de rocas, postula que la calidad estructural de un macizo rocoso puede ser estimada a partir de la información dada por la recuperación de trozos intactos de sondajes diamantinos. Sobre esta base propone el índice cuantitativo RQD, el cual define como el porcentaje de testigo recuperado en piezas sanas y con una longitud mayor o igual a 100 mm, en relación a una longitud perforada.

Aplicando:

$$\text{RQD (\%)} = 100 \times \frac{\text{Long. Total en trozos} > 100\text{mm}}{\text{Longitud perforada}}$$

Donde: RQD = Rock Quality Designation
Índice de Calidad de Roca de Deere

Basándose en rangos de valores de RQD, el medio rocoso es caracterizado según su calidad de acuerdo al siguiente cuadro:

RQD	Calidad de Roca
< 25%	Muy Mala
25 – 50 %	Mala
50 – 75 %	Regular
75 – 90 %	Buena
90 – 100%	Muy buena

La simplicidad del método involucra una serie de limitaciones puesto que no considera factores importantes como la orientación del sondaje en relación a los planos de debilidad, presencia de agua,

relleno de fracturas, etc., los cuales tienen influencia en la correcta clasificación del terreno.

Al no disponer de sondajes diamantinos, el RQD puede calcularse, definiendo un RQD superficial según la siguiente expresión:

$$\text{RQD (\%)} = 115 - 3.3 \times J_v$$

Donde:

J_v = n° de juntas por metro cúbico.

$J_v = j_x + j_y + j_z$

Para $j_v < 5 \implies \text{RQD} = 100$

b. Índice RMR (Bieniawski)

El Índice RMR (Rock Mass Rating) Considera los siguientes parámetros geomecánicos:

- Resistencia compresiva uniaxial de la roca
- Designación de la calidad de la roca
- Espaciamiento de las discontinuidades (RQD)
- Espaciamiento de las discontinuidades
- Condición de las discontinuidades
- Condiciones del agua subterránea
- Orientación de las discontinuidades

Los índices Q, RMR vienen diferenciados por lo siguiente:

El primer índice Q es de tipo cualitativo y comprende los parámetros de fracturamiento (condición estructural) y de resistencia (condición de discontinuidades), esta descripción cualitativa del Q se a asociado a un intervalo de valores del RMR.

El segundo índice (RMR) es del tipo cuantitativo y comprende los parámetros de resistencia de la masa rocosa, condición de fracturamiento (RQD y espaciamiento) y estado de discontinuidades en condiciones secas.

3.1.2 Mapeo Geomecánico

Los “Mapeos Geomecánicos”, se actualizan en forma mensual y se basan en la tabla geomecánica. Estos mapeos nos proporcionan la siguiente información:

- Definen el tiempo que la roca soporta sin sostenimiento (tiempo de autosoporte).
- Definen el tiempo que la labor debe estar abierta con sostenimiento.
- Definen las aberturas máximas.
- Definen el tipo de sostenimiento a instalar.
- Se ubica las áreas con problemas estructurales dentro del stope.
- En cada mapeo se estima tipo de roca, discontinuidades, su orientación y buzamiento, rugosidad de la roca, tipo de relleno de las fisuras y discontinuidades, meteorización (alteración) y aguas subterráneas.

a. Clasificación del macizo rocoso de acuerdo al número de fracturas

De acuerdo al número de fracturas por metro lineal los macizos rocosos se clasifican en: (vease lamina N° 01)

- Masiva (menos de 2 fracturas/ metro)
- Levemente fracturada (2 a 5 fracturas/ metro)
- Moderadamente fracturada (6 a 12 fracturas/ metro.
- Muy fracturada (12 a 20 fractura/ metro).
- Intensamente fracturada (mas de 20 fracturas/ metro).

- Triturada (solamente se obtienen fragmentos).

b. Por condición de las fracturas

De acuerdo a las condiciones de la fractura se clasifica de la siguiente manera:

- Muy Buena: Si esta cerrada, es rugosa y fresca.
- Buena: Si esta levemente abierta, moderadamente rugosa y tiene oxidación.
- Regular: Si esta moderadamente abierta, es lisa y presenta oxidación.
- Pobre: Si esta moderadamente abierta, lisa o con estriaciones y presenta relleno de limo o panizo.
- Muy Pobre: Muy abierta, rellena con panizo y paredes con estriaciones.

c. Por las condiciones de resistencia

Por las condiciones de resistencia, al romperse o indentarse con la picota se clasifican en: (vease lamina N° 02).

- Muy Buena o Extremadamente Dura: solo se astilla con golpes de picota.
- Buena o Muy Dura: se rompe con más de tres golpes
- Regular o Dura: se rompe con uno a tres golpes de picota.
- Pobre o Blanda: se indenta superficialmente con la punta de la picota.
- Muy Pobre o Muy Blanda: se indenta profundamente con la punta de la picota.

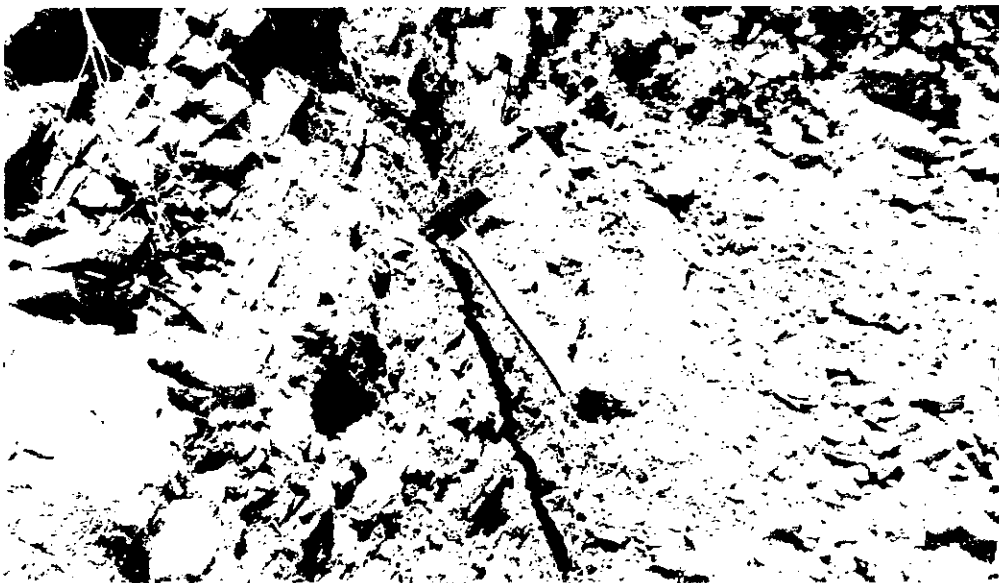
**Determinación de la cantidad de fracturas por
metro lineal (condición estructural)**



En la foto se muestra 22 fracturas en 60 cm. del flexometro, equivalente a 30 en un metro,
Roca intensamente fracturada (IF) por tener más de 20 fracturas por metro.

Lamina N° 01

**Determinación de la condición superficial por la
resistencia de la masa rocosa**



La picota se ha indentado profundamente correspondiendo a una roca muy pobre (MP) cuya resistencia
es muy blanda y relleno de arcillas.

Lamina N° 02

3.1.3 Tabla para el diseño de sostenimiento

La tabla se basa en el diseño de sostenimiento de túneles según el método Noruego (NMT) y las experiencias obtenidas en las minas subterráneas del Perú, incluyéndose además el uso de la madera, la aplicación de la misma sirve de base para la elaboración de las tablas de sostenimiento de cada unidad minera, dependiendo de las condiciones geomecánicas y de minado de dicha unidad. Véase Tabla N° 06

Correlaciona los índices de clasificación geomecánica (G.S.I “Q” y RMR) y la dimensión equivalente.

Esta dimensión equivalente depende del ancho o altura de la labor y una constante dependiente del uso de la labor, la cual para labores permanentes equivale a 1.6, labores verticales 2.0 y labores temporales 3.0.

Metodología de aplicación:

La definición de esta tabla, se basa en la aplicación del índice G.S.I. y su relación con los índices Q y RMR, asociados a tipos de soporte de acuerdo a los diferentes afloramientos existentes, siendo la siguiente: Véase Tabla N° 07

1. Los afloramientos de intrusivos, calcáreos o zona de mineral que no requieran soporte según su clasificación (F/B y MF/R) y presenten discontinuidades verticales a sub verticales, paralelas o sub paralelas o tangenciales o sub tangenciales en labores principales, requerirán de empernado sistemático en las paredes, de igual forma se requerirá de pernos en el techo en los casos de discontinuidades horizontales o subhorizontales

2. En caso que se tenga en la labor intenso goteo o agua a presión, el índice G.S.I. determinado debe de sufrir una modificación al inmediato inferior, por ejemplo si el macizo rocoso presenta un G.S.I. MF/R, sin agua, este deberá pasar al MF/P en presencia de goteo intenso o flujo.

Tabla N° 06

Clasificación de acuerdo a Índice G.S.I.				
Tipo de litología	Índice G.S.I.	Índice RMR	Índice Q	Tipo de Soporte
Zona Mineral/ Arenisca/ Caliza/ Intrusito Dacítico	F/B (Fracturada/ buena)	67-75	12-40	A
	F/R (Fracturada/ regular)	62-67	6-12	A
	F/P (Fracturada/ pobre)	58-62	3-6	B
	MF/B (Muy fracturada/ buena)	58-62	3-6	B
	MF/R (Muy fracturada/ regular)	45-58	1-3	C
	MF/P (Muy fracturada/ pobre)	35-45	0.4-1	D
	MF/MP (Muy fracturada/ muy pobre)	25-35	0.1-0.4	D
	IF/R (Intensamente fracturada/ regular)	35-45	0.4-1	D
	IF/P (Intensamente fracturada/ pobre)	25-35	0.1-0.4	E
	IF/MP (Intensamente fracturada/ muy pobre)	15-25	<0.1	F
Zonas de Corte o Falla	T/P (Triturada/ pobre)	15-25	0.05-0.1	E
	T/MP (Triturada/ muy pobre)	5-15	0.01-0.05	F

Tabla G.S.I. Para diseño de Sostenimiento

Tabla N° 07



CAJAS - ALTURA MAYOR DE 3 m.

SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL.
(CONTROL DE LAJAS INESTABLES).
PERNO SISTEMATICO (1.5 x 1.5 m.)
MALLA O CINTA METALICA OCASIONAL.
PERNO SISTEMATICO (1.0 x 1.0 m.)
MALLA O CINTA METALICA OBLIGATORIA
PERNO SISTEMATICO (1.0 x 1.0 m.)
SHOTCRETE CON FIBRA (0.10 m.)

VETAS - ANCHO MAYOR DE 2m.

SIN SOPORTE O SHOTCRETE OCASIONAL
(0.05m) ASEGURAR BLOQUES INESTABLES



SHOTCRETE SIN FIBRA (0.05 m.)

SHOTCRETE SIN FIBRA (0.10 m.)



SHOTCRETE CON FIBRA (0.10 m.)

CAJAS CON CLASIFICACIONES LF/B Y LF/R
SIN SOPORTE
VETAS O CAJAS CON CLASIFICACION T/P O
T/MP, TRATAMIENTO ESPECIAL O ABANDONO

SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS.
(Rc 100 A 250 MPa)
(SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)

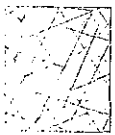
DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION.
LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 A 100 MPa)
(SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)

DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS.
(Rc 25 A 50 MPa)
(SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)

SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIACIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O
CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 5 A 25 MPa)
(SE INDENTA MAS DE 5 mm.)



MUY BIEN TRABADA, NO
DISTURBADA, BLOQUES
CUBICOS FORMADOS POR
TRES SISTEMAS DE DISCON-
TINUIDADES ORTOGONALES.
(RQD 50 - 75)
(6 A 12 FRACT. POR METRO)



MODERADAMENTE TRABADA,
PARCIALMENTE DISTURBADA,
BLOQUES ANGULOSOS
FORMADOS POR CUATRO O
MAS SISTEMAS DE DISCON-
TINUIDADES. (RQD 25 - 50)
(12 A 20 FRACT. POR METRO)



PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO,
CON MUCHAS DISCON-
TINUIDADES INTERCEPTADAS
FORMANDO BLOQUES
ANGULOSOS O IRREGULARES.
(RQD 0 - 25)
(MAS DE 20 FRACT. POR METRO)

3.1.4 Elección del tipo de sostenimiento

La descripción de las condiciones de la roca se hace tomando en cuenta las paredes y techo en labores de desarrollo, las cajas, falsas cajas y vetas en zonas mineralizadas, en cuerpos se consideran las aberturas entre los pilares.

Ejemplo N° 1.- Labor de desarrollo crucero de 4.5 m de ancho por 4.5 m de altura en calizas, presentara los siguientes soportes de acuerdo a sus diferentes calidades de roca y a la dimensión equivalente que corresponde de dividir el ancho de la labor entre la constante 1.6 asignada a labores de desarrollo, con lo cual se obtiene un De 2.8 “Dimensión equivalente”, los sostenimientos se detallan a continuación: vease tabla N °08, 09.

- Levemente fracturada/Buena y Masiva/Regular: Sin soporte.
- Fracturada/Buena y Levemente fracturada/ Regular: Sin soporte.
- Muy fracturada/Buena, Fracturada/Regular y Levemente fracturada/Pobre: Sin soporte.
- Intensamente fracturada/Buena, Muy fracturada/Regular y Fracturada/Pobre: Pernos en reticulados espaciados cada 1.2 mt x 1.2 mt
- Intensamente fracturada/Regular, Muy fracturada /Pobre y Fracturada/Muy pobre: Pernos en reticulados espaciados cada 1.0 mt x 1.0 mt y malla de refuerzo.
- Intensamente fracturada/Pobre y Muy fracturada /Muy Pobre: Pernos en reticulados espaciados cada 1.0 mt x 1.0 mt y shotcrete con fibra de 5 cm de espesor.
- Intensamente fracturada/Muy Pobre y Triturada/Pobre: Pernos en reticulados espaciados cada 1.0 mt x 1.0 mt y shotcrete con fibra de 10 cm de espesor o en su reemplazo cimbras metálicas espaciados cada 1.50 mt.

Tabla N° 08

Factor de Reducción por Esfuerzos	ESR
A. Excavaciones mineras provisionales.	3 – 5
B. Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles pilotos (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
C. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.3
D. Casa de máquinas, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E. Estaciones núcleo eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.8

La relación de soporte de la excavación (ESR: Excavación Support Ratio) es más o menos análogo al “factor de seguridad” empleado en el diseño de taludes.

La Dimensión Equivalente (De), esta en función al valor Q, luego multiplicamos De x ESR y obtenemos la abertura máxima o claro activo de labor.

Las bandas de colores correspondientes a esta tabla están asociadas a diferentes tipos de soporte (pernos, pernos y malla, shotcrete con o sin fibra y cimbras metálicas) y pueden ser acondicionadas de acuerdo a las facilidades logísticas con que cuenta cada unidad minera modificada según los factores influyentes que gobiernan las condiciones de las mismas.

DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS SUBTERRANEAS SPM

LUZ
ESR

TIPO DE ROCA SEGUN INDICE G.S.I. (modificado)

T/MP

T/P
IF/MP

IF/P
MF/MP

IF/R
MF/P
F/MP

IF/B
MF/R
F/P

MF/B
F/R
LF/P

F/B
LF/R

LF/B
M/R

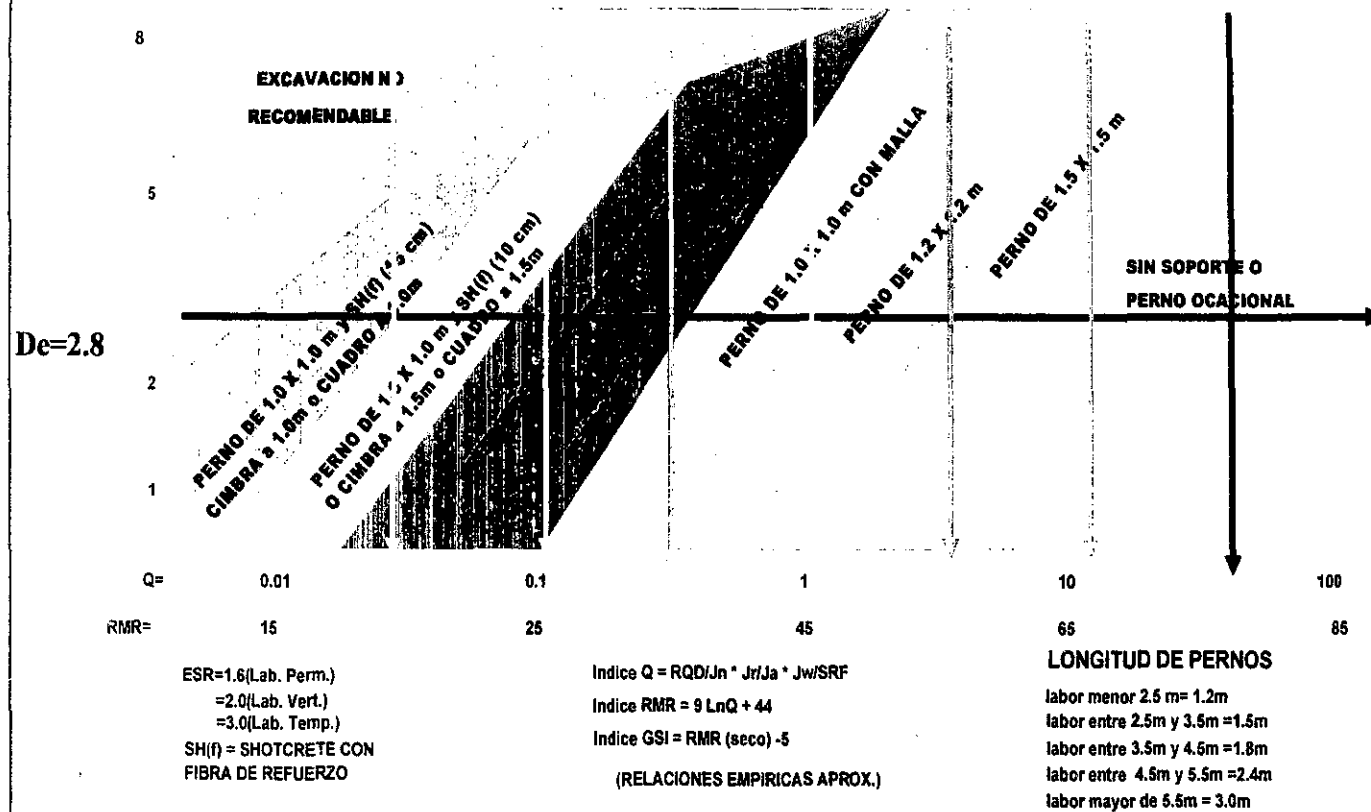


Tabla Para el diseño de Sostenimiento en Labores Subterráneas
Tabla N° 09

3.1.5 Aberturas máximas autoestables

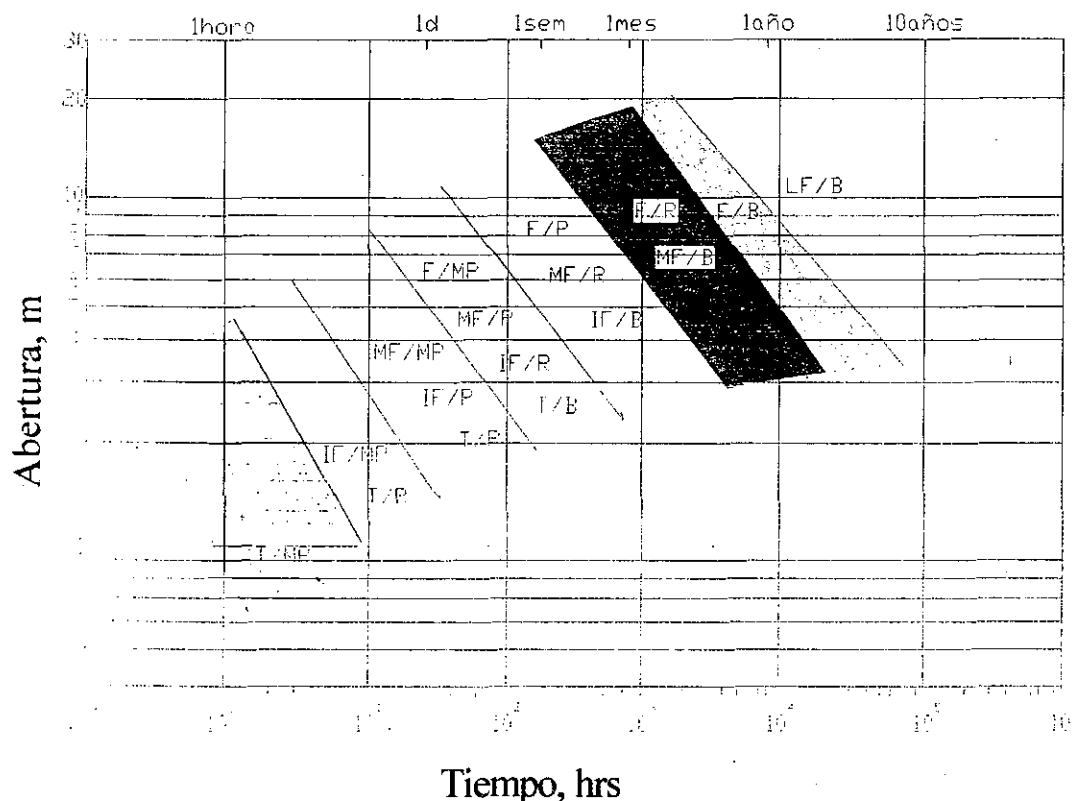
Una vez definido el soporte en base a la tabla mostrada, según su clasificación geomecánica y dimensión equivalente, se requiere de inmediato conocer el tiempo oportuno de su colocación, de manera que se pueda evitar el aflojamiento progresivo del macizo rocoso excavado y su desprendimiento posterior.

El tiempo de autosoporte se toma desde el momento de realizada la excavación hasta cuando la roca comienza a relajarse. Para su cálculo se utiliza la tabla propuesta por Bieniawski. Vease Tabla N° 10.

Para su aplicación se necesita conocer el RMR (Rock Mass Rating) con el valor determinado y la abertura de la labor, se define el tiempo de autosoporte.

Tabla N° 10

CLASIFICACION GEOMECANICA (Beniawski)



En el ejemplo anterior se determina los valores RMR para cada una de las clasificaciones cualitativas de la calidad de roca según el G.S.I en base al ábaco de correlación de la tabla 07 y se toma en cuenta el ancho de la abertura que corresponde a 4.5 mt. (De x ESR).

A partir de la intercepción de estos dos valores se traza una línea hacia la parte superior e inferior del cuadro de autosoporte con lo cual se obtiene el tiempo en el que se iniciara el relajamiento del macizo rocoso, estos tiempos se dan a continuación: Vease Tabla N° 11.

- Levemente fracturada/Buena y Masiva/Regular.
RMR = 80. Tiempo de autosoporte 40 años.
- Fracturada/Buena y Levemente fracturada/ Regular.
RMR = 70. Tiempo de autosoporte 4 años.
- Muy fracturada/Buena, Fracturada/Regular y Levemente fracturada/Pobre.
RMR = 60. Tiempo de autosoporte 5 meses
- Intensamente fracturada/Buena, Muy fracturada/Regular y Fracturada/Pobre.
RMR = 50. Tiempo de autosoporte 15 días
- Levemente fracturada/Buena y Masiva/Regular.
RMR = 80. Tiempo de autosoporte 40 años.
- Fracturada/Buena y Levemente fracturada/ Regular.
RMR = 70. Tiempo de autosoporte 4 años.
- Muy fracturada/Buena, Fracturada/Regular y Levemente fracturada/Pobre.

RMR = 60. Tiempo de auto soporte 5 meses

- Intensamente fracturada/Buena, Muy fracturada/Regular y Fracturada/Pobre.

RMR = 50. Tiempo de auto soporte 15 días

Tabla de tiempo de auto soporte en función de la abertura de la labor y clasificación geomecánica según índices Q y RMR

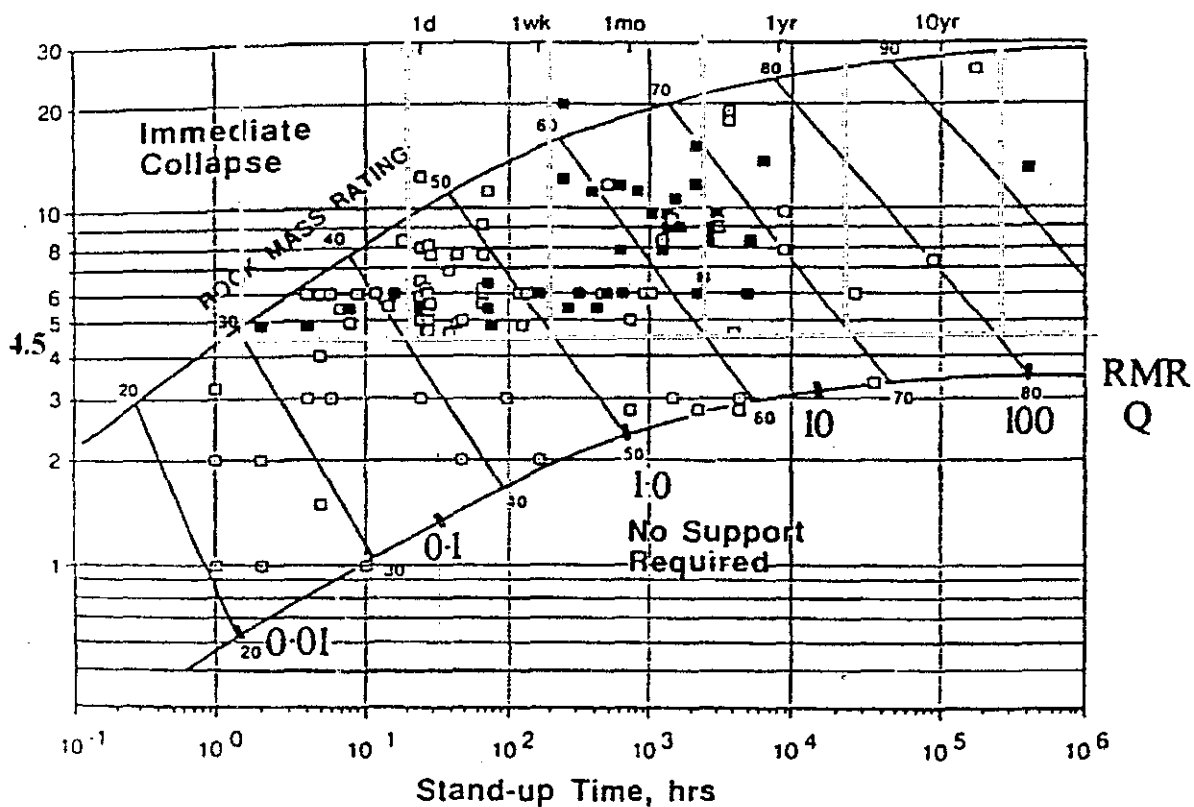


Tabla N° 11

3.2 Arranque del Macizo Rocos

La voladura de contorno controlado implica la perforación de una serie de taladros paralelos de poco espaciamento en la periferia de la excavación, en estos taladros se colocarán cargas espaciadas para que en la detonación se

reduzca el daño alrededor del taladro y forme una línea de contorno liso. Vease Lamina N° 03.

3.2.1 Teoría de la voladura de contorno

Una carga de un taladro crea, durante la detonación del explosivo y en la proximidad de la carga, una zona en la que la resistencia dinámica a compresión es ampliamente superada y la roca es triturada y pulverizada. Fuera de esta zona de transición, los esfuerzos de tracción asociados a la onda de compresión generan un esquema de grietas radiales alrededor de todo el taladro.

Cuando son dos o más las cargas que se disparan simultáneamente (taladros de contornos y alzas), esas grietas radiales tienden a propagarse por igual en todas las direcciones hasta que, por colisión de las ondas de choque en el punto medio de entre taladros, se producen unos esfuerzos de tracción complementarios y perpendiculares al plano axial.

Dichas tracciones en ese plano superan la resistencia dinámica de tracción de la roca, creando un nuevo agrietamiento y favoreciendo, en la dirección del corte proyectado (corona), la propagación de las grietas radiales.

Posteriormente, la extensión de las grietas se produce bajo la acción de cuña de los gases de explosión que invaden y se infiltran en ellas. La propagación preferencial en el plano axial junto con el efecto de apertura por la presión de los gases, permiten obtener un plano de fractura de acuerdo con lo diseñado.

La presión de los gases y la simultaneidad de las cargas disparadas son, el elemento clave en la ejecución de una voladura de contorno. Por ello deberá usarse detonadores no eléctricos de bastante precisión y para mantener la presión de los gases hasta que se complete la unión de las grietas que parten de taladros adyacentes un taco inerte de suficiente longitud.

Distribución de carga en coronas



Columna de carga espaciada corona

Lamina N° 03

3.2.2 Diferencia entre voladura convencional y voladura de contorno (vease Tabla N°12)

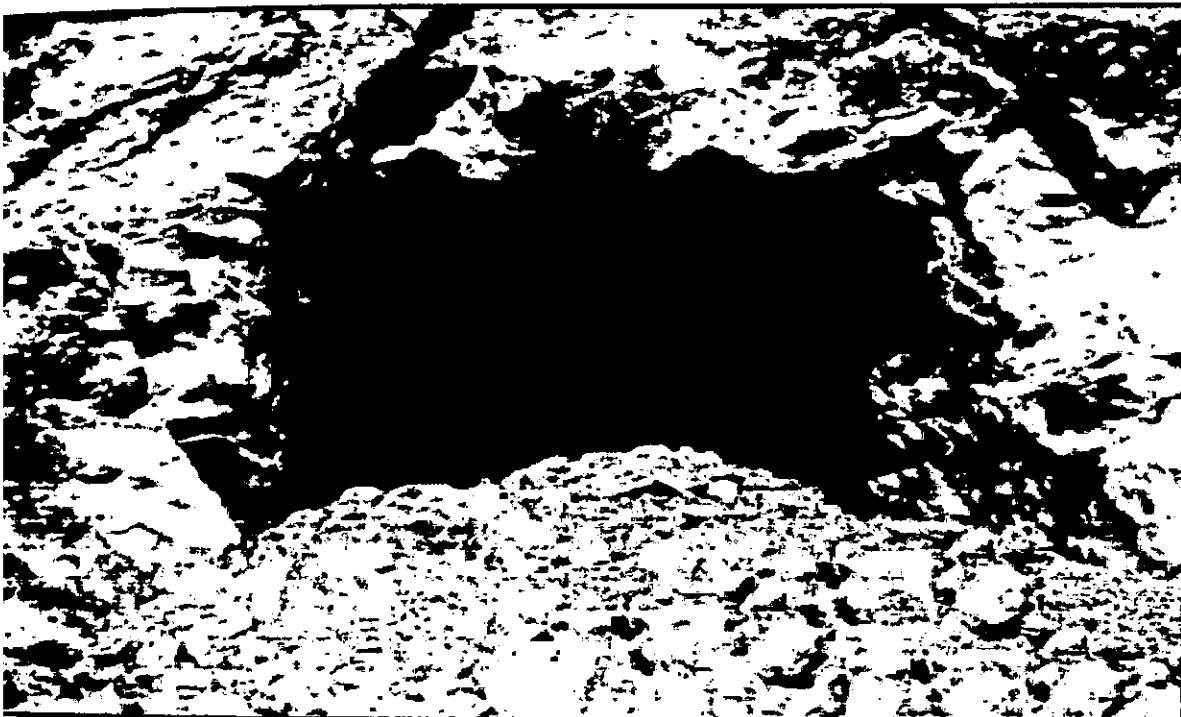
Diferencias entre Voladura Convencional y Voladura Controlada

a. Relación de espaciamiento a burden: $E = 1,3$ a $1,5 B$.	a. Menor espaciamiento de burden: $E = 0,5$ a $0,8 B$.
b. Relación de acoplamiento máxima de $1,2$ a 1 .	b. Explosivo de mucho menor diámetro que el del taladro.
c. La carga de explosivo ocupa los $2/3$ de la longitud del taladro.	c. Carga explosiva lineal distribuida a todo lo largo del taladro.
d. Uso de taco inerte.	d. Taco inerte para mantener al explosivo dentro del taladro, no para confinarlo.
e. Empleo de explosivo con el mayor brisance y empuje dentro de la relación energía/costo.	e. Empleo de explosivo de baja velocidad y brisance.
f. Disparo de todos los taladros de la voladura siguiendo un orden de salida, espaciados en tiempo de acuerdo a un esquema de secuencias.	f. Disparo simultáneo de todos los taladros de la línea de corte, sin retardos entre sí.

Tabla N° 12

El resultado de obtener el arco de la labor liso y uniforme, es favorable para que los esfuerzos se redistribuyan o fluyan a los hastiales y, también facilite los trabajos de sostenimiento en tramos donde se coloca los elementos de sostenimiento (malla - platinas metálicas - shotcrete). Véase Lamina N° 04, 05.

Daños causados por deficiente diseño de voladura



Lamina N° 04

Comparación Voladura Convencional Vs Voladura Controlada



Lamina N° 05

1.3 Descripción del sostenimiento

El sostenimiento aplicado es variable: pernos helicoidales con cemento y/o resina, pernos hydrabolt, pernos con capa de shotcrete, pernos con malla mas shotcrete.

3.3.1 Pernos de Anclaje

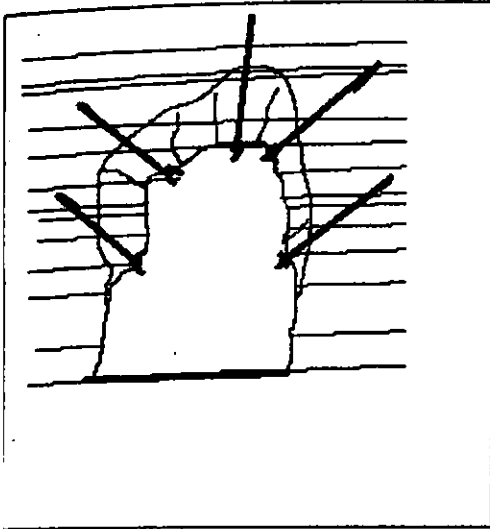
El empernado es un proceso constructivo que impide, atenúa o neutraliza el fenómeno de descompresión de la roca en torno al túnel o excavación evitando así la caída de rocas. La acción de los pernos debidamente situados en la periferia de la excavación, normalmente se emplea para consolidar los techos, aprovechando la resistencia natural que ofrece el arco. La fuerza con la que se tensiona la barra del perno sujeta la capa formando un bloque, también los estratos de roca débil pueden suspenderse por medio de pernos en materiales mas resistentes, o varios planos estratificados pueden empernarse formando una especie de grampa.

Además de reducir tiempo y costos, los pernos eliminan la necesidad de pesadas entibaciones, aumentando el espacio disponible para las labores y mejorando el flujo de aire fresco para la ventilación.

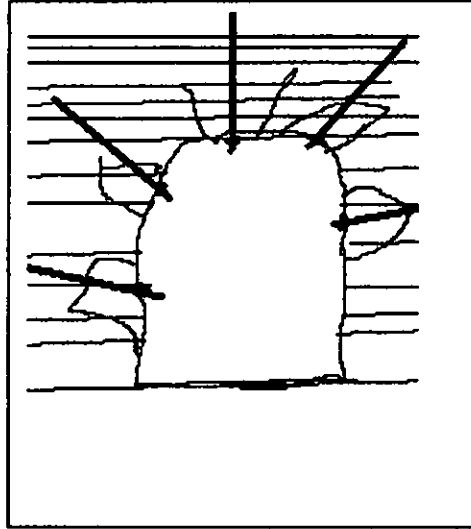
En función de la estratificación de la roca, el refuerzo de los estratos por empernado del techo se pueden ejecutar de las siguientes maneras. Vease Lamina N° 06.

Resistencia mínima: 2.5 ton/pie

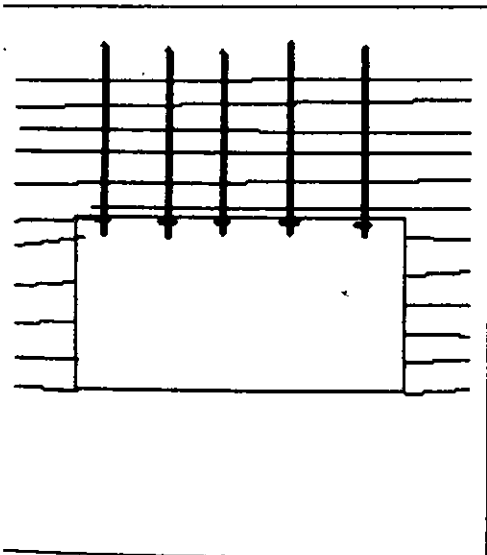
Formación de arco de acuerdo a la estratigrafía de la roca



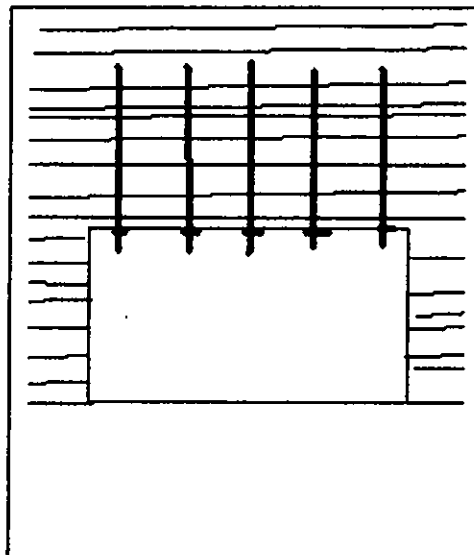
a. Formación arco natural



b. Formación de bloques



c. Suspensión desde una forma lida.



d. Efecto de viga reforzada en planos estratificados.

Lamina N° 06

Después de ejecutar el disparo, la roca en ese tramo experimenta una ligera tendencia a la dilatación y desorden de sus características de equilibrios iniciales desarrollándose un doble efecto de arco en dirección longitudinal del túnel con apoyos en el frente de avances y en el último tramo estabilizándose con entibamiento.

El segundo efecto se manifiesta perpendicularmente al eje del túnel y se debe a la geometría del techo que por lo general tiene forma de bóveda. La dimensiones de estos arcos y la intensidad de las fuerzas que se generan por la carga de la roca aflojada depende la naturaleza de las condiciones de la roca, de la longitud que se deja sin sostenimiento y el radio de la bóveda del túnel.

a. Rotación empleada para el anclaje

El perno es introducido lentamente hasta el fondo del taladro a la vez que se acciona un movimiento rotacional con empleo de la llave de impacto neumática.

Cuando llega la punta de la barra al fondo del taladro, se continúa la rotación para proporcionar una buena mezcla del material con el catalizador la cual endurecerá muy rápidamente posesionado la barra aún en taladros ascendentes.

b. Determinación de la longitud de pernos

Para determinar la longitud del perno a instalar, se aplican las siguientes formulas:

$$\text{Techo: } L_{\text{perno}} = \frac{2 + 0.15 \times B}{FM}$$

$$\text{Paredes: } L_{\text{perno}} = \frac{2 + 0.15 \times H}{FM}$$

Donde:

B: ancho de excavación;

H: altura de pared

FM: Factor de modificación o ESR

ESR	Tipo de excavación
3 - 5	Excavaciones mineras temporales
1.6	Excavaciones mineras permanentes
2 - 3	Excavaciones verticales
1.3	Túneles carreteras y ferroviarios
1.0	Casas de fuerza y túneles acueductos
0.8	Estaciones de energía nuclear

c. Determinación de la carga de trabajo

A continuación la relación para determinar la característica del anclaje:

$$P_t = \frac{A_c \times \pi \times D \times L}{S}$$

Donde:

P_t : Carga de trabajo del tirante

S : Factor de seguridad

D : Diámetro del taladro (cm)

A_c : Capacidad del anclaje (kg/cm^2)

L : Longitud de anclaje (cm)

d. Elemento de sostenimiento (barra helicoidal)

La barra corrugada grado 60 (diámetro 25 mm) cuenta con las siguientes propiedades mecánicas:

- Barra laminada en caliente con resaltes, roscado en un extremo para aceptar una tuerca hexagonal (roscas diámetro 1" – 10 N.C.)
- Norma ASTM A615-B9, Grado 60- 400 Mpa
- Limite de fluencia (F_y) = 4,220 – 5,710 kg/ cm²
- Resistencia a la tracción = 6,330 kg/ cm² mínimo
- Relación $R/ F_y \geq 1.25$
- Alargamiento en 200 mm = 8% mínimo

e. Adaptador de instalación

Se recomienda utilizar un adaptador apropiado para la instalación del perno a fin de darle una efectiva rotación.

No se debe rotar el perno después de que se ha completado el primer periodo de rotación. Vease Lamina N° 7.



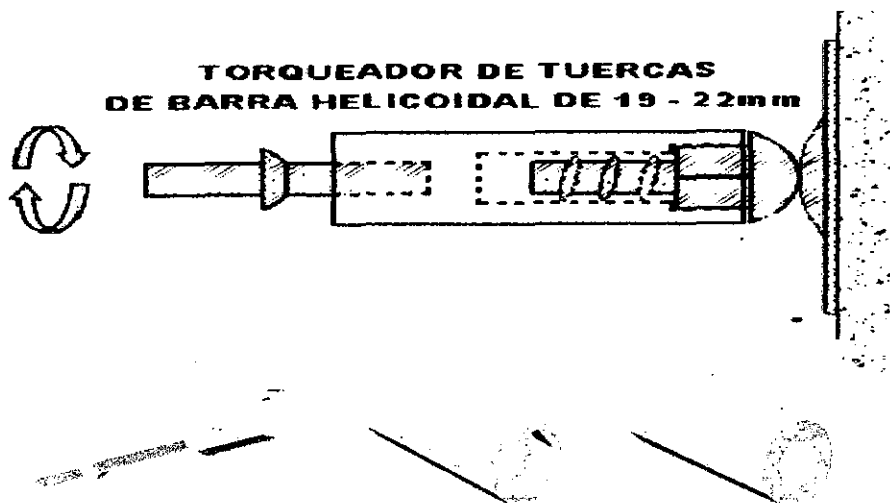
Lamina N° 7

f. Torqueador de tuercas

Culminado la instalación de los pernos en el frente de avance (hastial/ techo), el tensado de los mismos (ajuste de la tuerca) debe realizarse después de 10 minutos. Para tal fin, el perforista deberá ayudarse con la máquina perforadora y un **torqueador de tuercas**.

La tensión (ajuste) ejercida sobre la tuerca se transmite en presión sobre la planchuela de apoyo para crear un área de influencia mayor e inmediata sobre la roca.

Es recomendable realizar pruebas de arranque al 5% de los pernos instalados. Vease Lamina N° 8.



Lamina N° 8

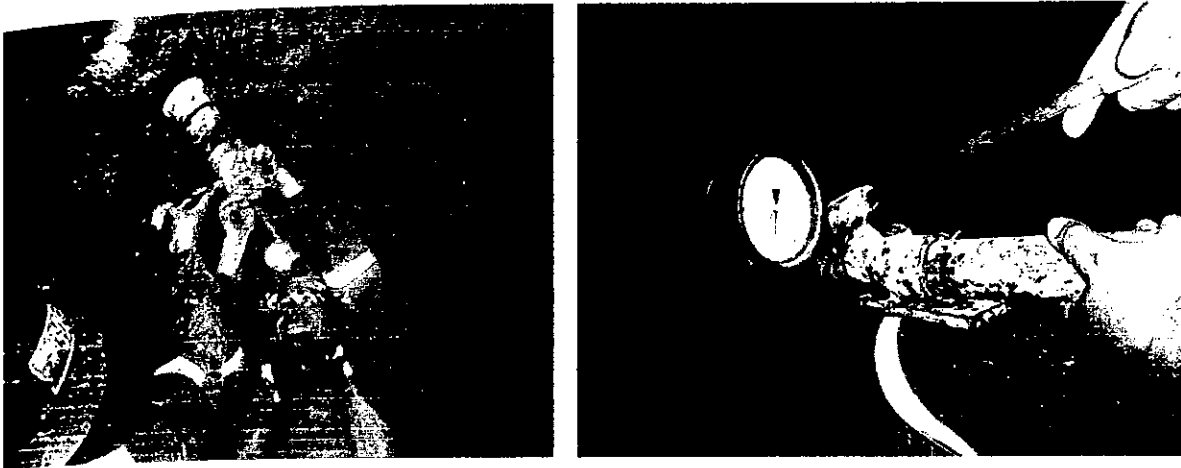
g. Monitoreo de los elementos de sostenimiento – pull test out

Es recomendable realizar pruebas de arranque al 5% de los pernos instalados. Vease Lamina N° 9.

La resistencia de los pernos al realizar la prueba de arranque debe ser según el siguiente cuadro:

Tipo de perno	Resistencia por pie (ton)
Split set	0.80
Perno helicoidal	2.20

Resistencia mínima: 2.5 a 3.0 ton/pie.



Lamina N° 9

3.1.1 Inyectado de pernos

El inyectado de los pernos se realiza con cemento o resina, dependiendo del grado de alteración del macizo. En zonas de alteración se inyecta con cemento y acelerante, para acelerar el tiempo de fraguado del cemento. En zonas de fracturamiento en donde el relleno y abertura de las discontinuidades es mínimo, se utilizará cartuchos de resina.

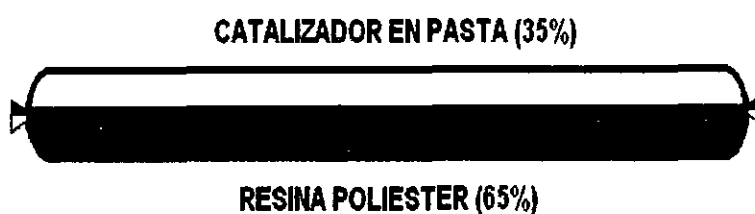
a. Inyectado con resina

Fabricado a base de resina poliéster, no tóxica; diseñado para el encapsulamiento de pernos deformados del tipo cementado (barra corrugada-barra helicoidal). Su fragua acelerada proporciona un campo de acción inmediato, a fin de garantizar un ambiente seguro de trabajo y agilizar el ciclo de minado.

El cartucho de resina consta de dos partes esenciales:

Una mezcla gris compuesta de resina, carbonato de calcio y aditivos especiales.

Agente catalizador en pasta, en una proporción del 35% respecto del total del cartucho, de tal modo se logra una efectiva mezcla de sus componentes. Vease Lamina N° 10.



Lamina N° 10

Tiempo de Fragua: 1 minuto (resina rápida), 3 minutos (resina lenta)

Dimensiones: 28 mm x 305mm

Forma de embalaje: 44 cartuchos/caja/ 1 caja = 18 kg

Almacenamiento: 6 meses (mínimo).

Para un buen anclaje con resina se deberá tener en cuenta los siguientes parámetros operativos:

Diámetro del taladro (Vease Tabla N° 13)

Diámetro del taladro = 1 – 1.5 cm + diámetro de barra.

Tabla N° 13

Bar Dia.	25mm - 1"	32mm - 1 1/4"	38mm - 1 3/8"	50mm - 1 1/2"
20mm - 3/4"				
22mm - 7/8"	Yes	Yes	Yes	
25mm - 1"		Yes	Yes	Yes
30mm - 1 1/8"		Yes	Yes	Yes
	25mm - 1"	25mm - 1 1/8"	32mm - 1 1/4"	38mm - 1 3/8"

Cuando el diámetro nominal del taladro es mucho mayor que el diámetro de la barra, la mezcla de la resina con el catalizador será imperfecta.

Inversamente cuando el diámetro de la barra se aproxima a la del taladro, se puede tener una película de resina muy delgada que no garantiza un buen anclaje.

Longitud de perforación

Se deberá observar que la longitud del taladro en la roca sea menor en unos 10-a 20 cm. de la longitud de la barra, con el objeto de dejar el tramo roscado fuera de la boca del taladro para poder efectuar el tensionado igualmente, se debe observar la desviación para no flexionar la barra.

Ejemplo: Para un perno de 2.1 m solo se perfora 6.5 pies. Vease Lamina N° 11.



Lamina N° 11

Dimensiones de la cápsula de resina

Esta debe ser tal, que cubra completamente el espacio entre el diámetro del taladro y la barra por la longitud del anclaje que se quiera tener.

En rocas fuertemente fracturadas o muy blandas, el volumen de resina será 10 a 20% mayor que el volumen teórico deberá

respetarse la siguiente relación. Área de la cápsula = 1.1 a 1. (área del taladro – área del barra)

Confinamiento en la longitud de anclaje con resina “efecto guante”

La longitud del anclaje con resina se dimensiona de acuerdo a la capacidad de resistencia al cizallamiento (adherencia) en el contacto resina – roca, y con la calidad de la roca. La adherencia resina barra se considera superior a 100 Kg/cm^2

Vease Lamina N° 12.



EFECTO GUANTE



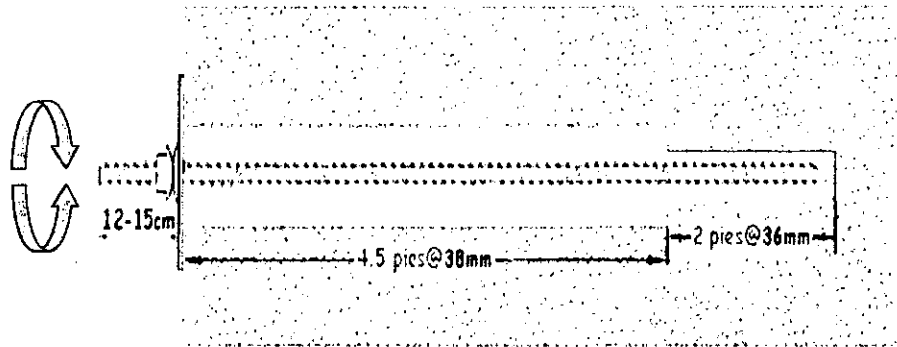
Lamina N° 12

Procedimiento de instalación

Ejemplo: Perno de 2.10m x $\Phi 22\text{mm}$

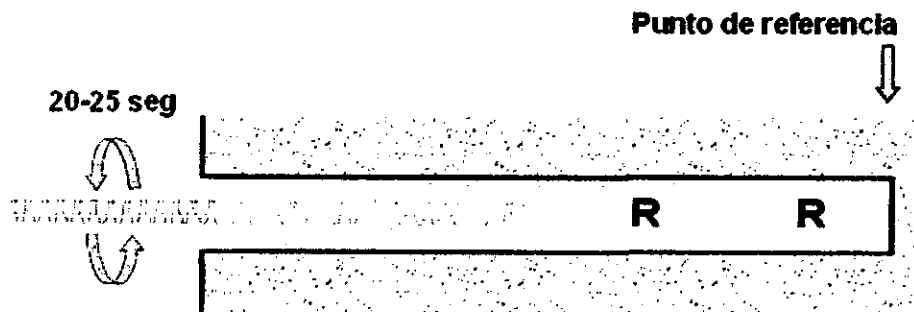
Realizar perforaciones 38/36mm, longitud de taladro = longitud del perno – 15cm (1/2 pie). Vease Lamina N° 13

Insertar 2 cartuchos de resina en el fondo del taladro, seguido de 5 cartuchos de cemento.



Lamina N° 13

El tiempo de rotación debe ser estimado a partir de que el perno llegue al fondo del taladro (20 a 25 segundos). Vease Lamina N° 14



Lamina N° 14

b. Inyectado con cemento

Los cartuchos de cemento están diseñados especialmente para la instalación de pernos de anclaje utilizados en el sostenimiento de terrenos; vienen pre-perforados para una utilización rápida y fácil. El

cartucho contiene una base de cemento Pórtland tipo I, arena fina, humos de sílice (microsílica) y acelerante. Los morteros con microsíllica son en general concretos de baja relación a/c, la microsíllica disminuye el calor de hidratación y la consecuente contracción del cemento en su estado en pasta. Su presentación es en envase plástico transparente. Vease Lamina N° 15.

Componentes:	%
Cemento Pórtland Tipo I	40 – 80
Arena	40 – 80
Silica Fume	0 – 05
Acelerante	0 – 03

Lamina N° 15

Cemento de fragua normal: 24 horas

Cemento de fragua rápida: 8 horas

Dimensiones: 30mm x 305mm

Forma de embalaje: 50 cartuchos/caja, peso por caja 16 Kg.

Almacenaje: 6 meses en lugar seco

Procedimiento de instalación

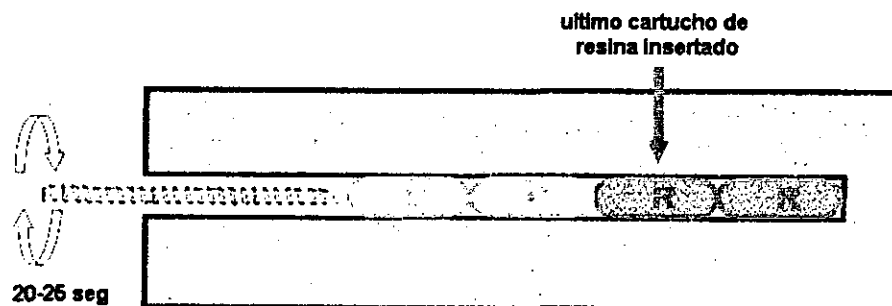
Para su aplicación se debe remojar los cartuchos por 5-10 minutos. Al ser hidratados los cartuchos de cemento absorberán la cantidad necesaria de agua para consolidar una pasta de proporciones agua/cemento de 0.3:1 respectivamente.

Se recomienda no dejar remojado el cartucho por más de 30 minutos, pues después de ese lapso de tiempo el cartucho inicia su tiempo de

fragua (valido para los cartuchos de 8 horas de fragua), los cartuchos de cemento del tipo normal pueden permanecer remojados por 1 hora. Durante la instalación, cada cartucho de cemento debe estar bien apisonado dentro del taladro utilizando un atacador de madera. Almacenar los cartuchos de cemento en un lugar fresco y seco, éste producto vence 6 meses después de la fecha de elaboración indicado en la etiqueta.

En combinación con cartuchos de resina

Se inserta primero dos cartuchos de resina rápida hasta el fondo del taladro seguido de los cartuchos de cemento previamente remojados. Luego se introduce el perno hasta el fondo del taladro a una rotación de alta velocidad por 20 a 25 segundos. Se puede aplicar torsión (ajuste) a la tuerca del perno después de haber alcanzado el tiempo de fragua de la resina (3 a 5 minutos) para completar la instalación. Las ventajas principales de éste método son: la resistencia inmediata proporcionada por la resina rápida y la reducción del costo total. Cuando se trabaje con este método se recomienda utilizar cartuchos de cemento normal (24 horas de fragua). Vease Lamina N° 16.



Lamina N° 16

3.3.1.2 Ventajas inyectado de pernos con cemento y resina (Vease Tabla N°14)

Tabla N°14

Ventajas inyectado de pernos con cemento y resina

Resina	Cemento
a) Es tixotrópico, no escurre después de haber sido confinado dentro del taladro (fácil instalación en la corona).	a) No se utilizan equipos de inyección y mezclado (mangueras, conexiones, etc.)
b) Tiempo de fragua: 1 minuto.	b) Mortero con compensación de contracción.
c) Al iniciar su fragua, la resina se expande cubriendo los espacios abiertos en el taladro (fisuras, aberturas).	c) Mayor resistencia que la lechada de cemento.
d) La proporción del catalizador es de 35 % respecto al total del cartucho, no viene embasado en ampollas de vidrio.	d) Los cartuchos vienen pre perforados en su longitud para absorber la cantidad de agua requerida. Listo para uso, ahorra tiempo.
e) Su distribución es en toda la longitud del cartucho; el catalizador es de consistencia pastosa para una mejor mezcla de sus componentes.	e) Debido a su consistencia pastosa (0.3:1) elimina la necesidad de un tapón en la boca del taladro.
f) Cuenta con una película que divide la resina del catalizador facilitando su instalación y garantiza una mezcla firme y segura.	f) Puede ser combinado con cartuchos de resina para un refuerzo inmediato y agilizar el ciclo de minado.

3.3.2 Pernos Hydrabolt

El perno hydrabolt es un perno de fricción al que se le inyecta agua a altas presiones de 25 a 30 Mpa (presión correcta de inflado), se expande y debido a su válvula de no retorno el agua se mantiene en el interior y ejerce presión constante en todo momento, en forma radial y a lo largo de la longitud del taladro. Cuando interactúan entre si ayudan a cerrar las fracturas y discontinuidades del Macizo rocoso previniendo que se deteriore más rápidamente las cajas.

El hydrabolt tiene un indicador de carga que sólo se muestra si el perno ha sido inflado correctamente. Viene en diferentes colores que indican la longitud del mismo, lo que facilita la labor del supervisor porque se puede verificar si han sido instalados a la presión y longitud correcta. Son reinflables.

Bomba de aire:

La bomba de aire no utiliza lubricantes, su peso es de aproximadamente 12 kilos sin las mangueras lo que la hace fácil de transportar. Necesita sólo 3.5 bares de presión de aire de entrada y 2 bares de presión de agua.

3.3.2.1 Características Principales: Vease Lamina N° 17,18

- El hydrabolt mantiene la presión interna adquirida con la bomba (25 a 30 Mpa); Si esta a menos de 25 Mpa, el inflado del perno va a demorar; Si esta a mas de 30 Mpa, cuando se saca la boquilla el agua empieza a salir (chorro de agua).
- Longitud crítica mínima de arranque: 10 tons a 300 mm (1 pie). Debido a esto requiere taladros más cortos.
- Indicador de carga.
- El color del PIN codifica la longitud del Hydrabolt.

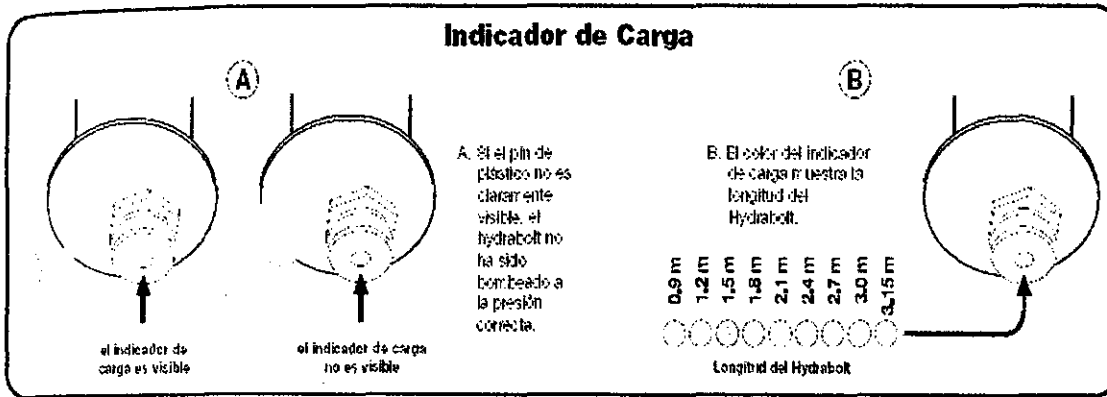
3.3.2.2 Ventajas:

- Instalación fácil y rápida.
- No es afectado por las vibraciones de la voladura.
- Válvula de no retorno patentada la cual limita la pérdida de carga e incrementa la resistencia al arranque.
- La Carga es distribuida homogéneamente a lo largo de todo el taladro.
- No necesita resina o cemento.
- No es susceptible a la resistencia de la roca.
- Sostenimiento inmediato

3.3.2.3 Regulación de presiones:

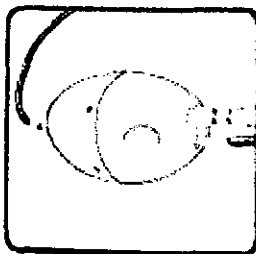
Por cuestiones de seguridad las válvulas de alivio de presión de la pistola de seguridad y bomba manual no deben ser bloqueadas. Estas son reguladas por la fábrica de acuerdo a los requerimientos de la mina (típicamente 20 – 25 Mpa).

Perno hydrabolt: Codificación por longitud

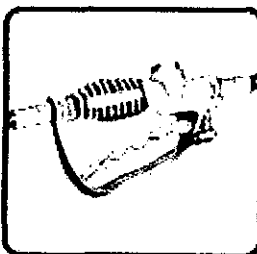


Accesorios para perno hydrabolt

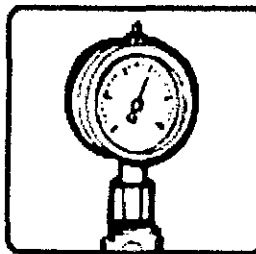
Los accesorios claves del Hydrabolt son:



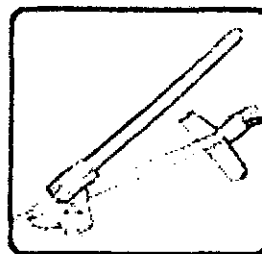
Bomba de Aire
De Alta Presión



Pistola de
Seguridad de Alta
Presión



Manómetro de
Presión Jackpot



Bomba Manual
Jackpot con
Manómetro

Lamina N° 17

INSTALACIÓN DE PERNO HYDRABOLT



Prueba de arranque XC 810 NE



Colocado de hydrabolt directo

Lamina N° 18

3.3.3. Concreto Lanzado (shotcrete)

Es una mezcla homogénea de concreto que puede ser colocada y compactada en forma simultánea mediante el uso de sistemas neumáticos de proyección.

El concreto lanzado aplicado correctamente es un material de construcción sólido, durable, único por su forma de colocación y por la posibilidad de aplicarse tanto en superficies verticales como sobre cabeza.

La aplicación de shotcrete incrementa la calidad de soporte en el contorno de la excavación, haciendo que el conjunto de bloques o cuñas se comporte como uno solo. El espesor varía de 2 a 5 cm, dependiendo de la calidad de roca.

3.3.3.1 Características:

El concreto lanzado está constituido principalmente por una mezcla de cemento, aditivo acelerante y agregados en las proporciones indicadas por el área de geomecánica.

- Estructura interna consta de agregados más finos y mayor cuantía de cemento.
- Poros capilares se distribuyen uniformemente.
- La proyección forma poros aislados que mejoran resistencia a congelamiento y deshielo.
- Colocación por capas interrumpe continuidad de fisuras.
- Excelente adherencia a soporte (limpio y saturado con superficie seca.)
- Baja permeabilidad y baja absorción.
- Mayor contracción por secado en razón a la alta cuantía de cemento.

3.3.3.2 Diseño de mezcla de shotcrete (Vease Tabla N°15, 16):

Tipo de concreto: Concreto $f'c = 210 \text{ Kg/ cm}^2$

Tabla N°15

DESCRIPCION	ARENA	CEMENTO	FIBRA	GUNITOC L-33
Peso especifico	2.59	3.11	7.85	1.5

CALCULOS DE DISEÑO PARA AGREGADADO

Para 1 M3

Cemento - 10 bolsas (Kg.)	425.0	0.137
Agua (Lts.)	233.0	0.233
Fibra (Kg.)	30.0	0.004
Gunitoc L-33* (Lts.)	15.1	0.010
Aire 3.0%		0.030
		<hr/>
		0.414
	$1.000 - 0.414 =$	0.586
	$0.586 * 2.59 =$	1.519

* Equivalente a 4 GAL.

CALCULOS DE DISEÑO

	Kg.	Volúmenes Absolutos
Cemento	425.0	0.137
Agua	233.0	0.233
Arena	1,518.9	0.586
Fibra	30.0	0.004
Gunitoc L-33*	15.1	0.010
Aire 3.0%		0.030
	<hr/>	<hr/>
	2,222.0	1.000

Previo al lanzado del shotcrete se colocara calibradores de 5 cm cada 1 m2.

PRUEBA PARA CALCULO DE PESO ESPECIFICO

Material: Agregado para shotcrete

Tabla N° 16

Peso saturado superficialmente seco (A)	511.6	503.6
Peso Picnómetro + agua (B)	1656.5	1656.5
(A+B)	2168.1	2160.1
Peso Picnómetro + agua + muestra (C)	1970.8	1966.0
Peso de agua desplazada (A+B-C)	197.3	194.1
PESO ESPECIFICO	2.5930	2.5945
PROMEDIO	2.59	

Insumos del shotcrete:

Cemento:

El cemento a utilizarse será el Pórtland Tipo I que cumpla con las normas ASTM C-150 e ITINTEC 334.009-74. Normalmente este cemento se expende en bolsas de 42.5 kg, el que podrá tener una variación de 1% del peso indicado.

Agregados (Vease Tabla N° 17):

Deberán cumplir con las especificaciones para agregados de concreto (ASTM C-33) y la mezcla de los agregados finos y gruesos combinados deberá ser bien gradada y al probarse por medio de mallas (norma ASTM C-136) deberá cumplir los límites mostrados la Tabla N °17.

Los agregados deben ser limpios, resistentes a la abrasión, lustrosos, libres de cantidades perjudiciales de polvo, terrones, micas, esquistos, pizarras, álcalis y materiales orgánicos.

Forma

Deben preferirse cantos rodados a los de trituración, ya que se reduce el rebote.

Humedad

La óptima está entre el 3-6 % para vía seca.

Tabla N° 17

Granulometría para el agregado para concreto lanzado

Mallas	Granulometría % que pasa
19mm, ¾"	100
12mm, ½"	100
10mm, 3/8"	90-100
4.7mm, #4	70-85
2.4mm, #8	50-70
1.2mm, #16	35-55
600m, #30	20-35
300µm, #50	8-20
150µm, #100	2-10

Agua:

El agua a emplearse en la preparación del concreto lanzado en principio debe ser fresca y limpia, libre de sustancias perjudiciales como aceite, ácido, álcalis, sales minerales, materias orgánicas, partículas de humus, fibras vegetales, etc.

Aditivos:

Se permitirán el uso de aditivos tales como acelerantes de fragua, siempre y cuando sean de calidad reconocida y comprobada. No se permitirá el uso de productos que contengan cloruros de calcio o nitratos.

Todo concreto lanzado deberá alcanzar luego de 3 días una resistencia a la compresión uniaxial mínima de 20 Mpa y a los 7 días

una resistencia mínima de 25 Mpa y una resistencia mínima de 35 Mpa a los 28 días.

3.3.3.3 Concreto Lanzado Vía Seca

Operación:

Para proyectar concreto por vía seca o semi-húmeda se coloca el material “en estado seco” en la tolva de carga del equipo. Para la proyección en seco se añade acelerante de fragua al material transportado en la tobera, disuelto en el agua. (Vease Lamina N°19).

Ventajas y Desventajas: (Vease Tabla N° 18).

Tabla N° 18

Shotcrete vía seca

Ventajas

- a. Se facilitan ciertas condiciones de aplicación (filtración).
- b. Permite bajas relaciones agua-cemento.
- c. Maquinaria más económica.
- d. Permite optimizar consumos de concreto.
- e. Mayor energía de compactación.

Desventajas

- a. Mayor generación de polvo.
- b. Mayor porcentaje de rebote.
- c. Condiciones de aplicación ambientalmente inconvenientes.
- d. Exige mayor experiencia en mano de obra.
- e. Compresor de mayor tamaño.

Utilización de fibra de acero:

El empleo de fibras en el concreto lanzado es una buena alternativa en el sostenimiento. El concreto lanzado sin refuerzo (igual que el concreto tradicional), no resiste esfuerzos de tensión y se agrieta. Al adicionar fibras a la mezcla (ya sea metálica o sintética), se obtiene

un importante incremento en las resistencias al impacto y a la flexión y sobre todo en la ductilidad (hasta 4 veces mas que un concreto sin fibra).

Equipo utilizado para lanzado de shotcrete vía seca

AL-246

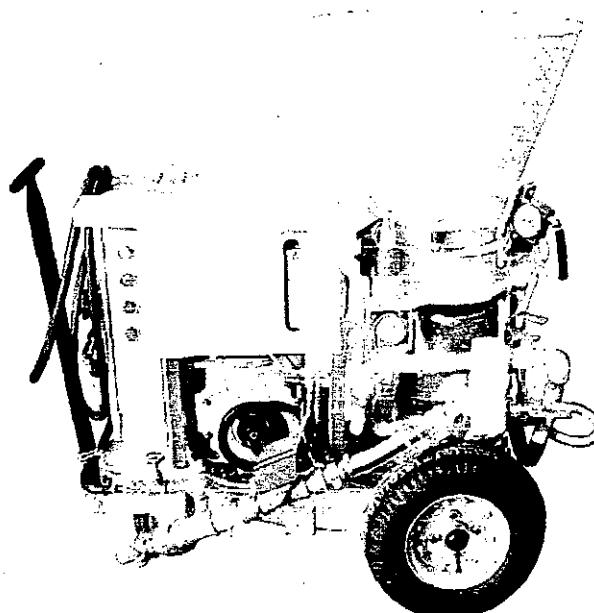
Máxima capacidad teórica 4 m³/h

Motor eléctrico o neumático.

Versión "Extended" con variador de velocidad.

Pequeña pero versátil, liviana.

Fácil de trasladar.



Lamina N° 19

3.3.3.4 Sugerencias de operación: (Vease Lamina N° 20)

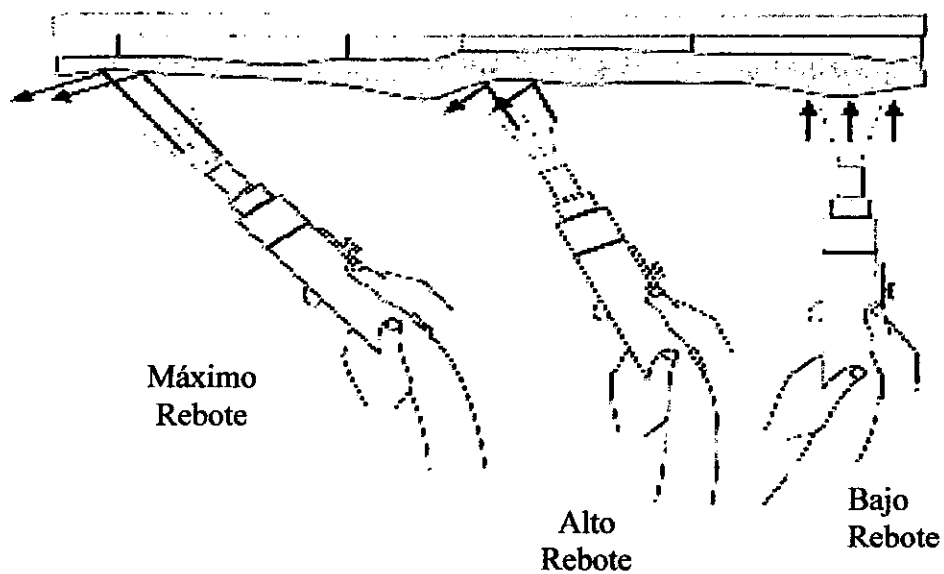
- El flujo de concreto debe ser continuo. Podrían presentarse sobre dosificaciones o deficiencias de aditivo o agua cuando se bombea en vacío.
- La distancia de la boquilla al sitio debe estar entre 0,5 mts a 1,5 mts.
- La colocación se inicia de abajo hacia arriba.
- Cuando la estructura es reforzada se acercará más la boquilla para evitar sombras tras la armadura.

- La inclinación de la boquilla debe ser perpendicular o levemente inclinada.
- Cuando se lanza por capas se retirará el rebote y se dejará superficie rugosa.
- Verificar el voltaje de operación antes de conectar el equipo a la red eléctrica.
- En zonas con presencia de intenso goteo o flujos de agua y que se requiera el uso de shotcrete, se debe ejecutar drenes de 0.5 mt, cubriéndolos con tela antes de colocar el shotcrete, en los casos de agua ácida se debe de usar cemento puzolánico.

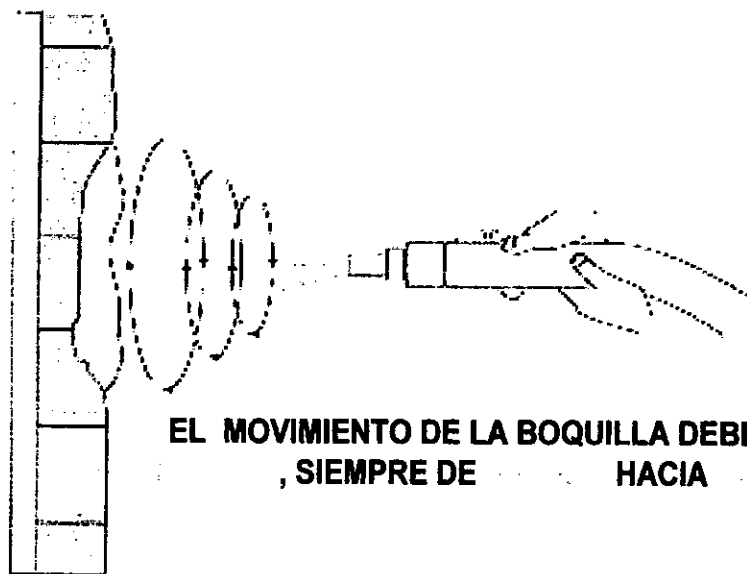
3.4 Conclusiones y Sugerencias

- La evaluación geomecánica del macizo rocoso, es fundamental para elegir y dimensionar el sostenimiento.
- Es fundamental considerar la voladura de contorno en la periferia de la excavación, para reducir el daño al macizo rocoso y evacuar solo lo necesario hacia las escombreras.
- Tomar en cuenta el diseño de perforación y voladura en función al tipo de roca y analizando los datos consignados y valores del Índice Q.

Posición vs. Rechazo



El ángulo de incidencia del chorro de concreto debe ser dentro de lo posible, perpendicular a la superficie.



Lamina N° 20

Capítulo IV : Aspectos Mineros

4. INTRODUCCIÓN

El presente capítulo nos permitirá conocer el ciclo de minado para las labores de desarrollo, así como el planeamiento y diseño de la mina, el tipo de sistema empleado para la evacuación de desmonte a superficie.

4.1 Accesibilidad

El acceso hacia al proyecto Crucero 810 se realiza a partir del ingreso desde bocamina Huaripampa hasta el nivel 820 interior mina, con un tiempo de recorrido de 30 minutos en camioneta.

4.2 Estándares de Operación

La ejecución de labores de avance en esta zona se encuentra estandarizada, tomando como base el llenado del check list por cada labor, en este documento se registra los procesos y el orden en que se ejecutara cada actividad, comenzando por la ventilación, regado, desate, limpieza y sostenimiento, así como la indicación clara de algún trabajo específico que elimine una condición sub estándar y no altere la seguridad del trabajador y el ciclo de producción.

Las labores como rampa, cruceros, by passes, galerías y otras deben cumplir con los estándares de instalación de servicios auxiliares indicados en el diseño de cada sección típica.

4.2.1 Perforación e instalación de alcayatas para agua y aire

Las tres alcayatas de aire comprimido, drenaje y agua están ubicadas en el hastial donde se encuentre la cuneta a una altura de 0.80, 1.20 y 1.60 m sobre el piso de la labor. Las alcayatas serán de 3/4" de diámetro sobre taladros de 2 pies de longitud embebidos con lechada de cemento. Las líneas de agua y aire deben ir empalmadas con abrazaderas y/o termofusión.

La luz libre de las alcayatas hasta el hastial donde se colocan las tuberías de agua y aire comprimido es de 35 cm., mientras que la altura de la alcayata de 20 cm. Estas serán colocados espaciados sistemáticamente cada 3 metros de distancia entre ellos.

4.2.2 Perforación e instalación de alcayatas para cable eléctrico

Las alcayatas para cable eléctrico se ubicaran al lado opuesto de las alcayatas para agua y aire comprimido a una altura de 3.20 m sobre el piso de la labor. Se colocaran con fierro corrugado de 5/8" de diámetro sobre taladros de 1 pie de longitud embebidos con lechada de cemento.

La luz libre de las alcayatas con el hastial donde se colocara el cable eléctrico será de 15 cm., antes de instalar cualquier línea, se considerar como tiempo de fragua un mínimo de 24 hr. Será asegurado con una cuña para garantizar la perpendicularidad de la alcayata. Estas serán colocadas espaciados sistemáticamente cada 3 metros de distancia entre ellos.

4.2.3 Perforación e instalación de mangas de ventilación

Para instalar las mangas de ventilación, se harán perforaciones de 20 cm. En el centro superior de la labor, se colocaran tacos de madera con clavos de 3" doblados en "U".

Sobre los clavos se colocara el cable mensajero de 1/16", donde se instalaran las mangas de ventilación cuyo diámetro será definido en su momento según el requerimiento de aire fresco por personal y equipos para cumplir con el Reglamento de Seguridad e Higiene minera.

Los soportes serán colocados sistemáticamente espaciados cada 3 metros. Para el alumbrado se colocará alcayatas de ½"x 30 cm de profundidad cada 20 m.

4.2.4 Cámaras de instalación de tableros eléctricos (Vease Lamina N°21)

Se realizaran estocadas de 2.0 x 2.0 m donde se instalaran los tableros eléctricos de ventiladores, jumbo, iluminación y bomba de agua si fuese necesario, esta excavación deberá ser ubicada en el lado opuesto de la cuneta.

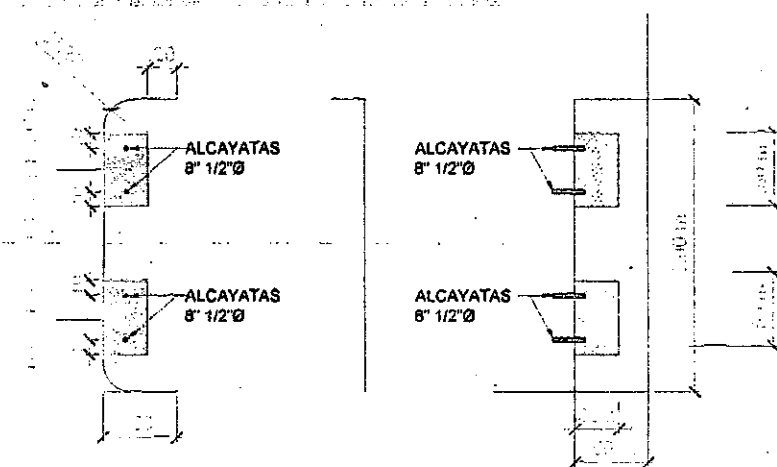
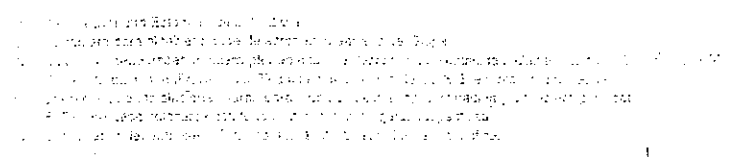
Cada 20 m debe haber un interruptor para el caso de desfases de electricidad (capítulo 2, Art. 297, inciso e, RGM), el tablero debe colocarse a una altura de 1.2 m del piso de la labor.

4.2.5 Cámaras de herramientas (Vease Lamina N°22)

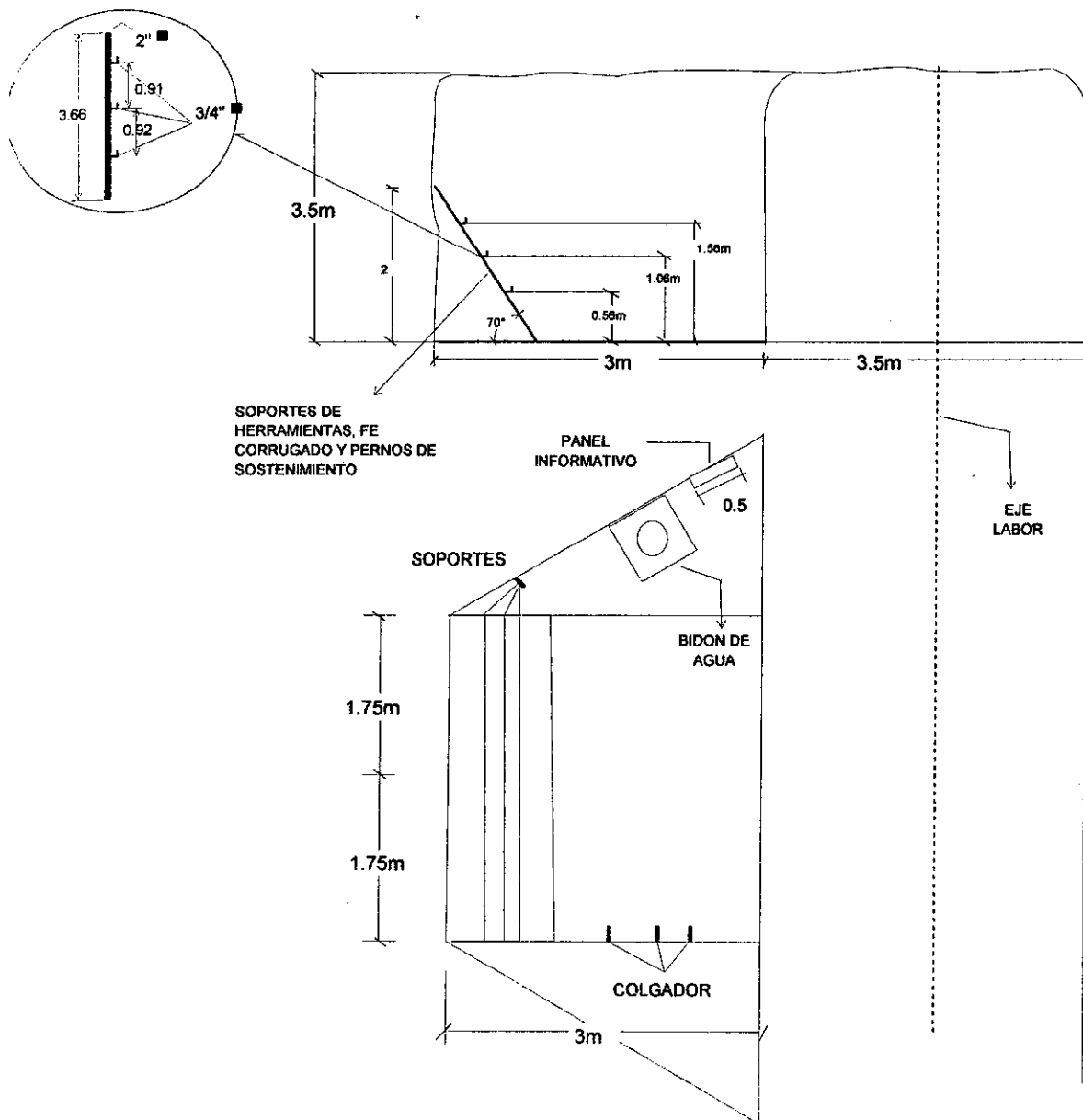
Sirven para distribuir en forma correcta las barretillas de desate, pernos de sostenimiento, percheros, colgadores, bidón de agua, etc. A fin de mantener el orden y aprovechar una zona excavada para su implementación.

Se colocara la barra de fe con un reposo de 70° para equilibrar el peso de las herramientas, los 2 juegos de barretillas a considerar serán de: 6', 8', 10', y una de 14' en caso de desates de gran altura, atacadores de 14', cucharillas, pernos de sostenimiento y panel informativo "flanelografos".

525

[illegible]

ESTÁNDARES PARA COLOCACIÓN DE HERRAMIENTAS, ACEROS DE PERFORACIÓN Y SOSTENIMIENTO



Lamina N° 22

4.3 Servicios auxiliares

Son instalaciones temporales de las líneas principales de servicios que abastecen a las labores de trabajo asignadas. Todas las instalaciones deben estar instaladas en sus respectivos cáncamos, de acuerdo a los estándares. Estas son proporcionadas por la Empresa hasta un determinado punto a partir del cual será responsabilidad de la E.E. hasta las labores asignadas.

4.3.1 Línea de agua:

Son instalaciones de tuberías de polietileno que abastecen agua a las diferentes labores en operación de la mina, las cuales captan el agua de los diferentes tanques de abastecimiento.

4.3.2 Línea de aire comprimido:

Son instalaciones de tuberías de fierro y polietileno de diferentes diámetros para abastecer aire comprimido a los equipos neumáticos. El suministro de aire comprimido no será menor a 65 lbs.

4.3.3 Línea de energía:

Es la línea de alimentación de energía eléctrica distribuida a los diferentes transformadores ubicados en los niveles de operación, que luego alimenta a los equipos ubicados en las diferentes labores. El suministro de energía eléctrica será en el orden de los 440 V.

Potencia de sub estación: 640 KW

Relación de transferencia: de 4160 V – 480 V.

Tipo de enfriamiento sumergible en agua.

4.3.4 Circuito de ventilación:

Es el ingreso de aire limpio a las labores de trabajo de acuerdo a la necesidad del personal y equipo para evacuar los gases, humos y polvo suspendido en el ambiente.

4.3.4.1 Consideraciones generales de la ventilación de mina

A. Caudal

- Numero de trabajadores en la labor:

$$Q = 106 @ 212 \frac{cfm}{Persona}$$

<i>Altitud</i>	<i>Requerimiento</i>
Hasta 1,500 msnm	106 cfm/persona
Hasta 3,000 msnm	148 cfm/persona
Hasta 4,000 msnm	180 cfm/persona
Mas de 4,000 msnm	212 cfm/persona

- Remoción de Gases contaminantes.

$$Q = 530 \frac{cfm}{m^2 \text{ de Sección}}$$

- Equipos Diesel

$$Q = 50 @ 180 \frac{cfm}{HP}$$

4.3.4.2 Requerimiento de caudal de aire para ventilación:

(Vease Lamina N° 23 y 24)

- Numero de trabajadores en la labor:

$$Q = 5 \times 212 cfm / persona = 1,060 cfm$$

- Remoción de gases contaminantes:

Sección 4.50 x 4.50 m (20.25m²)

$$Q = 530 cfm / m^2 \times 20.25 m^2 = 10,733 cfm$$

Sección 4.00 x 4.00 m (16.00m²)

$$Q = 530 \text{ cfm} / \text{m}^2 \times 16.00 \text{ m}^2 = 8,480 \text{ cfm}$$

- Equipos Diesel

Scoop ST 3.5

$$Q = 56.80 \text{ cfm} \times 185 \text{ HP} = 10,500 \text{ cfm}$$

Jumbo RB 281

$$Q = 56.80 \text{ cfm} \times 57 \text{ HP} = 3,240 \text{ cfm}$$

Camión volquete FM 6x4R (al 90% pot)

$$Q = 53.3 \text{ cfm} \times 440 \text{ HP} \times 90\% = 21,100 \text{ cfm}$$

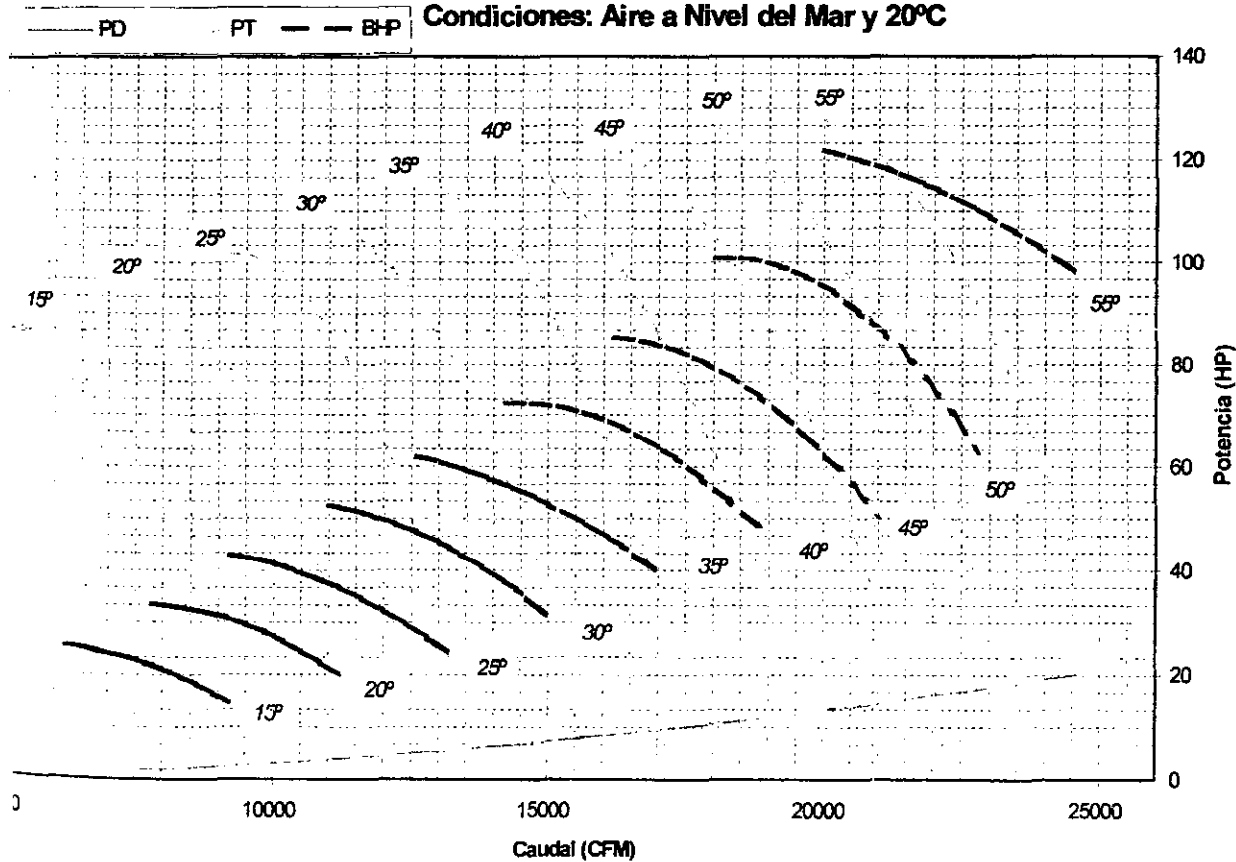
Camión de bajo perfil MT 2010

$$Q = 53.30 \text{ cfm} \times 300 \text{ HP} = 16,000 \text{ cfm}$$

a) Ventilador 20,000 CFM, 50 HP (doble etapa)

VAV-25.25-18-3450-II

Condiciones: Aire a Nivel del Mar y 20°C



Lamina N° 23

Tenemos:

Factor = 0.654 (Vease Anexo de corrección por altura y temperatura)

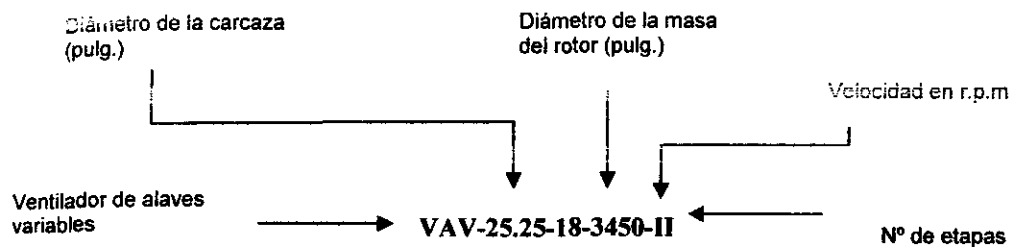
$Q=22,200$ cfm (Volquete FM y Personal Obrero)

PT (presión total)= $13.00 \times 0.654 = 8.50$ " H_2O

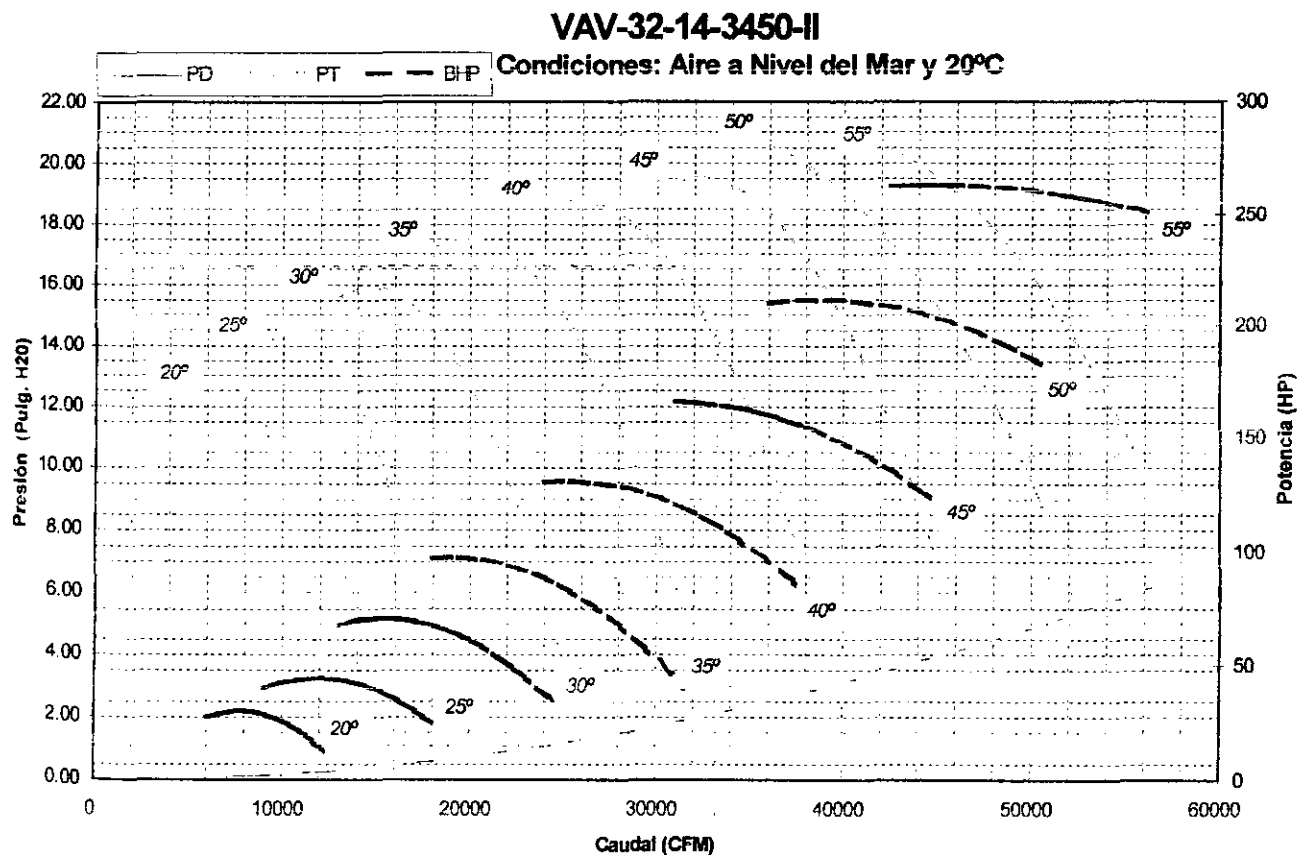
PD (presión dinámica)= $2.00 \times 0.654 = 1.31$ " H_2O

SP (presión estática)= $11.00 \times 0.654 = 7.19$ " H_2O

Pot. (potencia consumida)= $87.0 \times 0.654 = 57.00$ HP



b) Ventilador 30,000 CFM, 75 HP (doble etapa)



Lamina N° 24

Tenemos:

Factor = 0.654 (Vease Anexo de corrección por altura y temperatura)

Q=36,200 cfm (Total de equipos)

PT (presión total)=17.50 x 0.654= 11.45 " H₂O

PD (presión dinámica)=2.75 x 0.654 = 1.80 " H₂O

SP (presión estática)=14.75 x 0.654= 9.65 " H₂O

Pot. (potencia consumida)= 150.0 x 0.654 = 98.00 HP

4.4 Consideraciones Ambientales

La empresa esta comprometida con el cumplimiento de siete proyectos considerados dentro del PAMA, de los cuales tres cuentan con el 100% de avance físico, siendo las siguientes:

- Tratamiento de aguas servidas.
- Relleno sanitario (San Cristóbal y Mahr Túnel).
- Abandono cancha de relaves N° 5.
- Tratamiento de aguas túnel victoria
- Abandono de tajo san Cristóbal
- Abandono zona alta mina San Cristóbal
- Abandono canchas de desmonte

4.4.1. Planta de Neutralización de aguas ácidas (NAA)

La empresa asumió a inicios de 1997 uno de sus más grandes anhelos, descontaminar el río Yauli en el trayecto de su jurisdicción. El reto era enorme e implicaba muchísimos estudios y una millonaria inversión, pero la gratificación propia seria invaluable, pues significaba darle una nueva vida a un afluente que por más de 50 años llevo marcado sus aguas el color rojizo de la contaminación.

Técnicamente el proyecto consistía en solucionar el problema ancestral de vertimiento de aguas ácidas de las minas de san Cristóbal

y Carahuacra al río Yauli. Para ello se hacia necesario poner en marcha la construcción de una Planta de Tratamiento con tecnología de punta.

Luego de varios años de estudio y con una inversión de mas de 2 MILLONES DE DOLARES, en el 2004 Volcán Cia. Minera S.A.A. inaugura la moderna planta de Neutralización de aguas ácidas (NAA) ubicada en la planta de beneficio La Victoria. Desde ese entonces no solo se ha cambiado la vida de los pobladores Yauyinos, sino también de ver la minería responsable. Actualmente la capacidad de este moderno descontaminados bordea los 400 Litros/ segundos, y su costo de operatividad diaria asciende a 1,728 DOLARES.

Este logro también ha significado el cumplimiento de las exigencias de los proyectos PAMA (Programa de Adecuación y Manejo Ambiental) referidas al cuidado del medio ambiente.

La operación de la planta NAA consta de varias etapas, entre las que se pueden destacar la recepción de agua ácida, la mezcla de este con relave, la agitación de dicha mezcla y finalmente se procede a su clarificación. Pasados todos estos procesos, recién se vierten las aguas al río para su aprovechamiento.

4.4.2. Monitoreo de Gases

De conformidad con el DS-046-EM (Reglamento de seguridad e higiene minera) en su artículo 86, Volcán Cia. Minera S.A.A. viene cumpliendo con el monitoreo de gases:

Artículo 86°.- Los límites máximos permisibles (LMP) de los agentes químicos medidos en el punto de emisión, será el siguiente:

- a) Oxígeno (O₂): mínimo 19.5%
- b) Monóxido de Carbono (CO): máximo 29 mg/m³ ó 25 ppm.

4.5 Ciclo de Operación de Minado

El ciclo de operación de minado consiste en limpieza, sostenimiento, perforación y voladura, la evacuación de desmonte hasta superficie se hará con la ayuda de camiones volquetes u de bajo perfil. Las cámaras de carguio están diseñadas a una interfase de 200 mt una de otra.

4.5.1 Limpieza

La selección del equipo adecuado debe considerar la potencia requerida que deberá tener el motor a nivel del mar, para comparar con la potencia efectiva que este motor obtiene con ayuda de dispositivos como el tubo cargador (dispositivo de compensador de altura) a una cota determinada.

Una deficiente selección traería como consecuencia un motor sobrecargado, velocidad de desplazamiento anormal, producción de mucho humo y gases, calentamiento anormal del motor, etc.

4.5.1.1 Parámetros para el calculo de limpieza:

Para encontrar la mayor productividad del equipo se debe tomar en consideración los siguientes parámetros:

- Velocidad necesaria de avance de la labor. Este parámetro es muy importante así como su relación con otros por ejemplo, que el sistema de carga sea el más económico que garantice la máxima velocidad de avance.
- Producción a cargar, capacidad de acarreo requerido.

- Tipo de material a cargar. Es importante no solo conocer el tamaño del material a cargar, sino también otras propiedades como su densidad, dureza, abrasión y esponjamiento.
- Frentes, curvas, intercepciones, características del área de descarga, del punto de carga, visibilidad, húmeda.
- Distancia de acarreo (tramo recto, longitud, gradiente).
- Utilización del equipo
- Sección de la labor, de manera que permita que el equipo pueda funcionar con holgura.
- Sistema principal de transporte en la mina y organización del mismo.
- Factores económicos, que incluyen desde el costo de la tonelada excavada y cargada a otros factores económicos. capital disponible, amortización, etc.

La limpieza de los frentes de avance se efectuara en dos etapas:

- a) El material producto de la voladura de los frentes se limpiara con el scoop y será acumulado en las cámaras de carguío los que están ubicados cada 150 metros del tope de la labor.
- b) En la segunda etapa el scoop procederá a cargar el material de las cámaras de carguío a los volquetes o camión de bajo perfil para ser evacuados hasta la bocamina.

4.5.1.2 Elementos de producción:

La producción es el régimen por hora a que se mueve el material. Esta se calcula multiplicando la cantidad de material (carga) movido por ciclo por el número de ciclos por hora.

$$\text{Producción} = \text{Carga/ciclo} \times \text{ciclo/hora}$$

La carga se mide de las siguientes formas: pesándola, calculándola en función de la capacidad de la maquina, dividiendo el volumen por el numero de cargas.

Datos para el cálculo:

Equipo: Scoop diesel ST 3.5

Capacidad de cuchara: 4.0 yd³

Distancia de acarreo: Distancia del frente de limpieza a cámara de carguío: 150 mt.

Gradiente: 0%

Velocidades: Para las velocidades a 4500 m.s.n.m. se aplicara una perdida del 15% por corrección de altura debido *al dispositivo de compensador de altura* que viene instalado en el equipo, para el calculo se promediara velocidades en 1ra y 2da. (Información recogida de hoja técnica del equipo). Vease Tabla N° 20.

$$\text{Velocidad cargado} = \frac{(4.7 + 9.5) \times 85\%}{2} = 6.04 \text{ km/ hr}$$

$$\text{Velocidad vacío} = \frac{(4.7 + 9.7) \times 85\%}{2} = 6.12 \text{ km/ hr}$$

Factor de llenado: El porcentaje del volumen de la cuchara que verdaderamente se usa se llama factor de llenado. Un factor relleno de 85% de unidad de acarreo significa que un 15% de su capacidad nominal no se usa para acarrear el material. (Véase Tabla N° 20 y 21).

Tiempos Muertos:

Finalmente hace falta considerar la eficiencia. Las producciones calculadas se basan en una hora de trabajo equivalente de 60 minutos. Hay algunas condiciones del trabajo del personal, la interacción con otro equipo en las zonas de carga y descarga, el hecho de tener una sola ruta de ida y regreso, etc. que pueden disminuir la producción.

Tabla N° 20

TOMA DE TIEMPOS DE SCOOP'S

Fecha : 2 de Agosto
 Operador : CASO
 Equipo : W-3
 Ubicación : BP 870 Nivel 780
 Sección : 4 x 4 m
 Distancia : 228 m

	CARGUIO DE MATERIAL min	VIAJE CARGADO min	DESC.MIN MANIOB min	VIAJE RETORNO VACIO min
1	1,50	2,89	0,68	2,01
2	1,66	2,94	0,63	2,18
3	1,46	2,86	0,67	2,22
4	1,30	2,95	0,66	2,20
	1,48	2,91	0,66	2,15

Cálculo de Velocidad Cargado	
Tiempo total (min)	2,91
Tiempo total (hr)	0,05

Cálculo de Velocidad Vacío	
Tiempo total (min)	2,15
Tiempo total (hr)	0,04

Distancia (m)	228,00
Distancia (Km)	0,23

Distancia (m)	228,00
Distancia (Km)	0,23

Velocidad (Km/hr)	4,72
-------------------	------

Velocidad (Km/hr)	6,38
-------------------	------

Fecha : 12 agosto
 Operador : CARTOLIN
 Equipo : W-4
 Ubicación : BP 870 Nivel 780
 Sección : 3,5 x 3,5
 Distancia : 231 m

	CARGUIO DE MATERIAL min	VIAJE CARGADO min	DESC.MIN MANIOB min	VIAJE RETORNO VACIO min
1	1,66	1,38	0,90	2,29
2	1,55	2,56	0,96	2,32
3	1,66	2,53	1,00	2,40
4	1,33	2,51	0,91	2,35
	1,55	2,24	0,94	2,34

Cálculo de Velocidad Cargado	
Tiempo total (min)	2,24
Tiempo total (hr)	0,04

Cálculo de Velocidad Vacío	
Tiempo total (min)	2,34
Tiempo total (hr)	0,04

Distancia (m)	231,00
Distancia (Km)	0,23

Distancia (m)	231,00
Distancia (Km)	0,23

Velocidad (Km/hr)	6,18
-------------------	------

Velocidad (Km/hr)	5,92
-------------------	------

Fecha : 07 agosto
 Operador : CASO
 Equipo : W-4
 Ubicación : XC 707 E Nivel 820
 Sección : 3 x 3,5
 Distancia : 162 m

	CARGUIO DE MATERIAL min	VIAJE CARGADO min	DESC.MIN MANIOB min	VIAJE RETORNO VACIO min
1	0,83	1,23	0,33	1,58
2	1,00	1,46	0,36	1,62
3	1,00	1,24	0,36	1,61
4	0,80	1,45	0,36	1,61
	0,81	1,35	0,36	1,60

Cálculo de Velocidad Cargado	
Tiempo total (min)	1,35
Tiempo total (hr)	0,02

Cálculo de Velocidad Vacío	
Tiempo total (min)	1,60
Tiempo total (hr)	0,03

Distancia (m)	162,00
Distancia (Km)	0,16

Distancia (m)	162,00
Distancia (Km)	0,16

Velocidad (Km/hr)	7,23
-------------------	------

Velocidad (Km/hr)	6,06
-------------------	------

Promedio (Km/ Hr)

6,04

6,02

CUADRO DE VELOCIDADES SCOOP ST 3.5

DEUTZ F8L-413FW 136kW (185 hp) — LOADED

Percent Grade	Ratio	1st Gear		2nd Gear		3rd Gear	
		kph	mph	kph	mph	kph	mph
0.0%		4.7	2.9	9.5	5.9	18.3	11.4
2.0%		4.7	2.9	9.1	5.7	16.9	10.5
4.0%		4.5	2.8	8.8	5.5	14.8	9.2
6.0%		4.3	2.7	8.6	5.3	12.1	7.5
8.0%	1:12	4.3	2.7	8.1	5.0	9.1	5.7
10.0%	1:10	4.1	2.6	7.7	4.8	6.5	4.1
12.5%		4.1	2.6	6.9	4.3		
14.3%	1:7	4.0	2.5	6.3	3.9		
16.0%		4.0	2.5	5.6	3.5		
18.0%		4.0	2.5	5.0	3.1		
20.0%	1:5	3.9	2.4	4.3	2.7		
25.0%		3.5	2.2				
30.0%		3.2	2.0				

DEUTZ F8L-413FW 136kW (185 hp) — EMPTY

1st Gear		2nd Gear		3rd Gear	
kph	mph	kph	mph	kph	mph
4.7	2.9	9.7	6.0	18.9	11.7
4.7	2.9	9.5	5.9	17.8	11.0
4.7	2.9	9.2	5.7	16.7	10.4
4.5	2.8	8.8	5.5	15.1	9.4
4.5	2.8	8.7	5.4	13.1	8.1
4.3	2.7	8.3	5.2	10.9	6.8
4.3	2.7	8.0	5.0	8.4	5.2
4.1	2.6	7.7	4.8		
4.1	2.6	7.2	4.5		
4.1	2.6	6.8	4.2		
4.0	2.5	6.3	3.9		
3.9	2.4	5.0	3.1		
3.9	2.4				

FACTORES DE LLENADO DEL CUCHARON

	Factor de llenado
Material suelto	
Agregados humedos mezclados	95-100%
Agregados uniformes hasta de 3 mm (1/8")	95-100%
3 mm-9 mm (1/8"-3/8")	90-95%
12 mm - 20 mm (1/2"-3/4")	85-90%
24 mm (1") y mas	85-90%
Roca de voladura	
Buena	80-95%
Media	75-90%
Mala	60-75%
Otros	
Mezclas de roca y tierra	100-120%
Marga humeda	100-110%
Tierra vegetal, piedras, raices	80-100%
Materiales cementados	85-95%

Tabla N° 21

Los factores de llenado del cucharón del cargador pueden ser afectados por la penetración del cucharón, la fuerza de desprendimiento, el ángulo de inclinación hacia atrás, el perfil del cucharón.

Factor de esponjamiento: Es el porcentaje en el volumen de un material después que se saca de su estado original. Cuando se excava el material se quiebra en trozos de diferentes tamaños que causan la formación de bolsas de aire o espacios vacíos que reducen el peso por volumen.

Factor de esponjamiento = 40%

Densidad del material: Es el peso por unidad de volumen del material, cuando mas denso sea el material, mayor será el peso por unidad de igual volumen.

Densidad del material = 2.80 ton/ m³.

Tiempos Fijos: Son los tiempos que toman en cargar, descargar y hacer maniobras para posicionarse. Estos tiempos en muchos de los casos son afectados por tener un espacio disponible reducido, deficiente fragmentación, baja performance del equipo, maniobrabilidad del operador.

Tiempo de carguío = 1.00 min

Tiempo de descarga = 0.75 min

Tiempos de estacionamiento = 1.14 min

Tiempos muertos: 15% (Se considera horas de 51 min para compensar las demoras que se producen).

Calculo de producción:(Vease Tabla N° 22 y 23)

Capacidad de cuchara

$$\frac{4.0 \times 0.765 \times 2.80 \times 85\%}{(1 + 50\%)} = 4.85 \text{ ton/ viaje}$$

Tiempo de transporte con carga

$$\frac{150}{(6.04 \times \frac{1000}{60})} = 1.49 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo de transporte con carga: } \frac{150}{(6.12 \times \frac{1000}{60})} = 1.47$$

Tiempo por ciclo

$$1.49 + 1.47 + 1.00 + 0.75 + 1.14 = 5.85 \text{ min}$$

N° minutos por hora (15% tiempos muertos)

$$60 \times 85\% = 51 \text{ min}$$

N° viajes por hora

$$\frac{51}{5.85} = 8.72 \text{ viajes/ hora}$$

Producción (ton/ hr) a 150 m

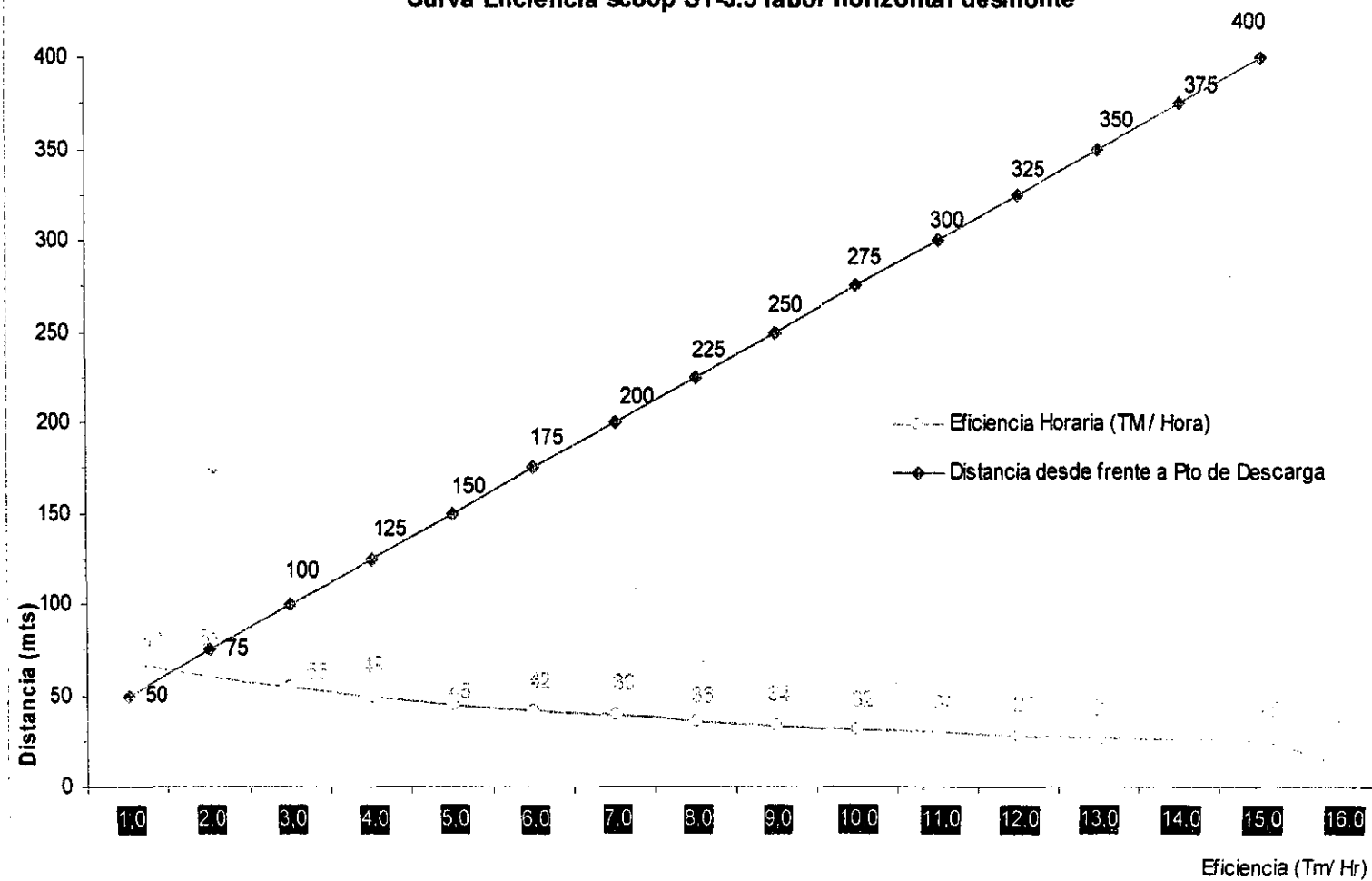
$$8.72 \times 5.20 = 45.31 \text{ ton/ hora}$$

Eficiencia scoop ST-3.5 labor horizontal desmonte

Capacidad																
Velocidad promedio cargado Hz (Km/Hr)	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04	6,04
Velocidad promedio vacío Hz (Km/Hr)	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12	6,12
Capacidad nominal de cuchara ST-3.5 (yd3)	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00
Factor de llenado de cuchara *	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%	85%
Capacidad efectiva cuchara ST-3.5 (m3)	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60	2,60
Densidad desmonte (TM / m3)	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80
Esponjamiento desmonte	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%
TM / Viaje	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20	5,20
Distancias																
	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m	m
Distancia desde frente a Pto de Descarga	50	75	100	125	150	175	200	225	250	275	300	325	350	375	400	1.000
Tiempos																
	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min
Carguío de material y maniobras (Fijo)	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
Viaje cargado	0,50	0,75	0,99	1,24	1,49	1,74	1,99	2,24	2,49	2,73	2,98	3,23	3,48	3,73	3,98	9,94
Descarga de mineral y maniobras (Fijo)	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
Viaje regreso vacío	0,49	0,74	0,98	1,23	1,47	1,72	1,96	2,21	2,45	2,70	2,94	3,19	3,43	3,68	3,92	9,80
Tiempos de estacionamientos, maniobras	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14	1,14
Nº Transferencias	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total Ciclo	3,88	4,37	4,86	5,36	5,85	6,35	6,84	7,33	7,83	8,32	8,81	9,31	9,80	10,29	10,79	22,64
Eficiencias																
Nº Minutos por Hora (15% Tiempos Muertos)	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00
Nº Viajes hora	13,15	11,67	10,48	9,52	8,72	8,04	7,46	6,96	6,52	6,13	5,79	5,48	5,20	4,95	4,73	2,25
Eficiencia Horaria (TM / Hora)	68,38	60,66	54,50	49,48	45,31	41,78	38,77	36,16	33,88	31,87	30,08	28,49	27,05	25,75	24,58	11,71

Tabla N° 22

Curva Eficiencia scoop ST-3.5 labor horizontal desmante



4.5.2 Sostenimiento

El sostenimiento empleado en éste método es de acuerdo al tipo de calidad de roca que se presente, en su mayoría se utiliza sostenimiento con perno hydrabolt sistemático a una malla de 1.5 x 1.5 m, de requerirse también se lanzara shotcrete de 2" de espesor.

4.5.2.1 Calculo de sostenimiento con perno hydrabolt:

Se aplicara el 73.5% por el efecto arco.

a. Labor de avance Sección 4.0 m x 4.0 m:

$$\text{Perímetro} = (4.00 + 3.00 + 3.00) \times 73.5\% = 7.35 \text{ mts}$$

$$\text{Area} = 7.35 \times 3.00 = 22.05 \text{ m}^2$$

$$\text{Malla sostenimiento perno} = 1.50 \times 1.50 = 2.25 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Pernos} = A/A.S.P = 22.05/2.25 = 10 \text{ pernos}$$

b. Labor de avance Sección 4.5 m x 4.5 m:

$$\text{Perímetro} = (4.50 + 3.50 + 3.50) \times 73.5\% = 8.45 \text{ mts}$$

$$\text{Area} = 8.45 \times 3.00 = 25.35 \text{ m}^2$$

$$\text{Malla sostenimiento perno} = 1.50 \times 1.50 = 2.25 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Pernos} = A/A.S.P = 25.35/2.25 = 11 \text{ pernos}$$

c. Labor de avance Sección 5.0 m x 4.5 m:

$$\text{Perímetro} = (5.00 + 3.50 + 3.50) \times 73.5\% = 8.82 \text{ mts}$$

$$\text{Area} = 8.82 \times 3.00 = 26.46 \text{ m}^2$$

$$\text{Malla sostenimiento perno} = 1.50 \times 1.50 = 2.25 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Pernos} = A/A.S.P = 26.46/2.25 = 12 \text{ pernos}$$

d. Labor de avance Sección 5.5 m x 5.0 m:

$$\text{Perímetro} = (5.00 + 4.00 + 4.00) * 73.5\% = 9.56 \text{ mts}$$

$$\text{Area} = 9.56 \times 3.00 = 28.68 \text{ m}^2$$

$$\text{Malla sostenimiento perno} = 1.50 \times 1.50 = 2.25 \text{ m}$$

$$\text{Nº Pernos} = \text{A/A.S.P} = 28.68 / 2.25 = 13 \text{ pernos}$$

4.5.3 Perforación

Para seleccionar el tipo de perforadora se debe tener en cuenta lo siguiente:

- Duración del acero de perforación
- Consumo de energía eléctrica
- Diámetro de taladros de perforadora, sobre el brazo de avance.
- Estabilidad de los brazos (mantener el paralelismo, traslado rápido del brazo a los taladros).
- Características operativas de la maquina
- Características físicas del material
- A poyo mecánico post-venta y garantía del fabricante

Para la ejecución de todas las labores se usara un jumbo electro hidráulico Rocket Boomer con perforadora COP 1838 y para trabajos de estandarización y cunetas se empleara perforadora neumática jack leg.

4.5.3.1 Parámetros para el cálculo de perforación:

Eficiencia de perforación: 92%

Velocidad de perforación taladro 51 mm: 4.3
pie/ min

Velocidad de perforación taladro 89 mm: 2.0
pie/ min
Tiempo de posicionamiento, emboquillado:
0.5 min (0.95 entre taladro)
Longitud de taladros por cambio de broca:
230 pies
Tiempo medio de cambio de broca: 1.5 min
Tiempo muerto: 15%

4.5.3.2 Calculo de eficiencia de perforación con jumbo:

a. Barra de 12 pies (51 mm)

Longitud efectiva de perforación
 $12.0 \times 92\% = 11.04$ pies

Longitud efectiva de perforación
 $11.04 \times 0.3048 = 3.36$

Tiempo por cambio de brocas

$$\frac{11.04 \times 1.50}{230} = 0.07 \text{ min}$$

Tiempo de penetración por taladro

$$\frac{11.04}{4.30} = 2.57 \text{ min}$$

Tiempo de penetración por taladro

$$0.07 + 2.57 + 0.50 = 3.14 \text{ min}$$

Nº minutos por hora (15% tiempos muertos)

$$60 \times 85\% = 51 \text{ min}$$

Nº taladros por hora

$$\frac{51.00}{3.14} = 16.24 \text{ tal/ hora}$$

Capacidad de perforación por jumbo

$$16.24 \times 3.36 = 55.00 \text{ m perf.}$$

b. Barra de 12 pies (89 mm)

Longitud efectiva de perforación

$$12.0 \times 92\% = 11.04 \text{ pies}$$

Longitud efectiva de perforación

$$11.04 \times 0.3048 = 3.36 \text{ m}$$

Tiempo de penetración por taladro

$$\frac{11.04}{2.00} = 5.52 \text{ min}$$

Tiempo de penetración por taladro

$$5.52 + 0.50 = 6.02 \text{ min}$$

Nº minutos por hora (15% tiempos muertos)

$$60 \times 85\% = 51 \text{ min}$$

Nº taladros por hora

$$\frac{51.00}{6.02} = 8.47 \text{ tal/ hora}$$

Capacidad de perforación por jumbo

$$8.47 \times 3.36 = 29.00 \text{ m perf/ hora}$$

4.5.4 Voladura

Los disparos se harán con faneles (periodo corto, periodo largo), dinamita semexa semigelatina al 65% 7/8" x 7"; 1 1/2" x 12" y dinamita semexa gelatina al 75% 1 1/8" x 8", pentacord, fulminante #6 y mecha lenta para el inicio de la voladura.

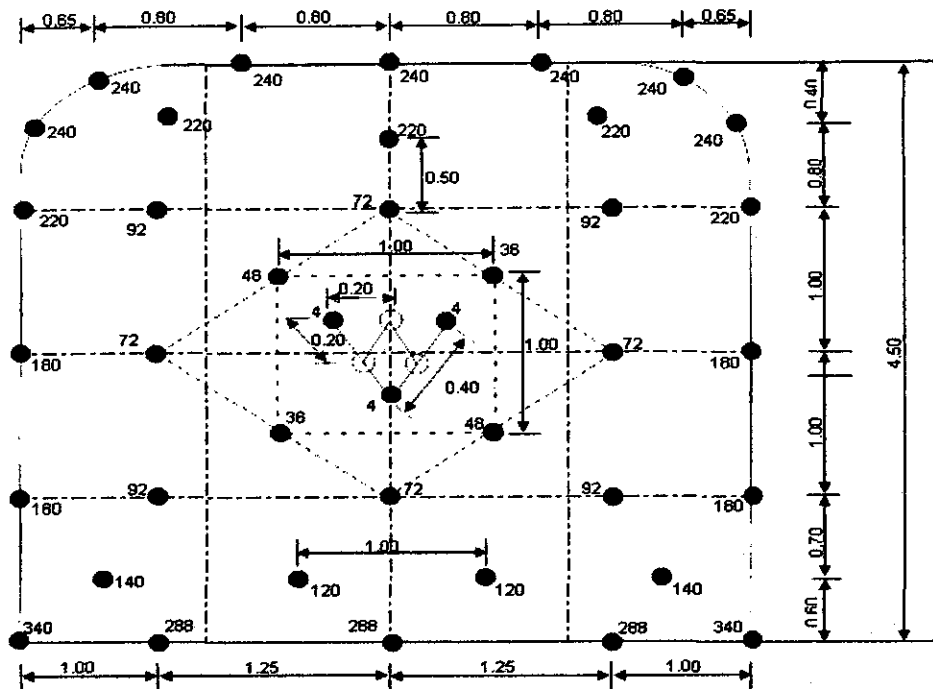
Durante la ejecución de esta etapa se tendrá en cuenta la voladura controlada (smooth blasting) en los taladros de contorno a fin de permitir minimizar los daños a la roca circundante, teniendo como resultado una menor sobre excavación y por lo tanto un menor costo de sostenimiento.

Para el diseño de las mallas de perforación en frentes de avance se deberá tener en cuenta con las siguientes consideraciones técnicas:

- Dureza de la roca (clases)
- Sección del frente
- Densidad de la roca (gr/cm³)
- Aspectos geológicos (fallas, diaclasas, etc.)

De acuerdo al tipo de roca que se presenta en el Xc 810 NE se considera un GSI: F/R - RMR: 60-70. (Véase Lamina N° 25 y 26)

MALLA DE PERFORACION Y SECUENCIA XC 810 NE 4.50m x 4.50 m



Cart. Dinamita Semigelatina 65% de 7/8" X 7"	78	Taladros perforados	43
Cart. Dinamita Semigelatina 65% de 1 1/2" X 12"	233	Taladros cargados	40
Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8" X 8"	127	Taladros de alivio	3
Espaciadores	42		
Taco de detritus	40		
Total Kg. De explosivo	111,35 kg		
Factor de Avance	37,12 kg/ ml		

AYUDA DE ARRANQUE

IP de Taladros: 4

13 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"

ARRASTRAS Y SOBREAYUDAS

IP de Taladros: 12

1 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"

11 Cart. Semigelatina 65% de 1 1/2"x12"

AYUDA DE CUADRADORES

IP de Taladros: 8

1 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"

11 Cart. Semigelatina 65% de 1 1/2"x12"

ARRANQUE

IP de Taladros: 3

14 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8" x 8"

CUADRADORES (HASTIALES) Y CORONA

IP de Taladros: 13

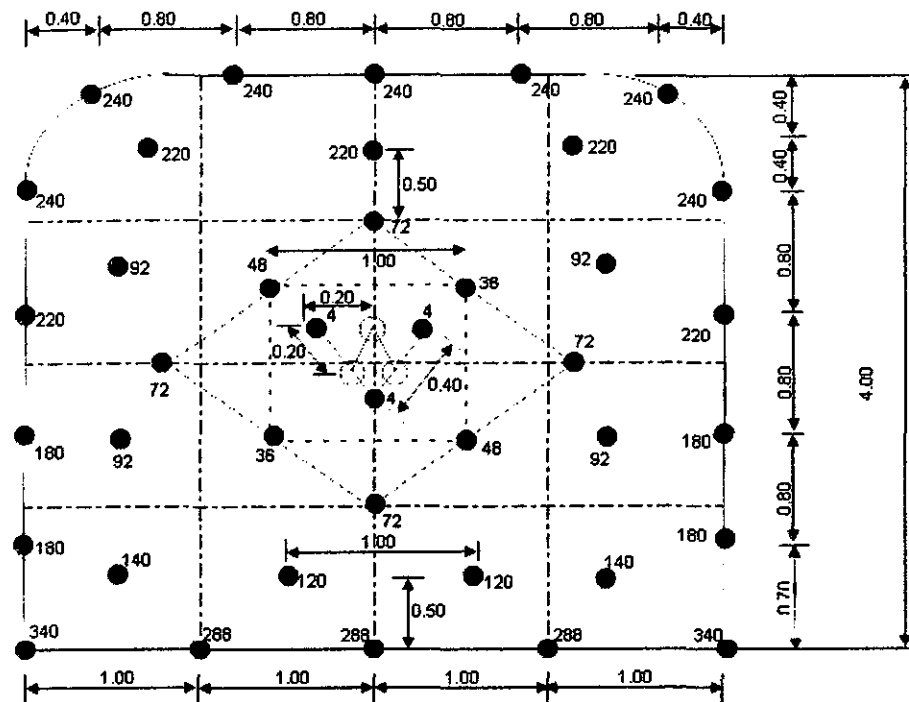
1 Cart. Dinamita Gelatina 65% de 1 1/8"x8"

1 Cart. Semigelatina 65% de 1 1/2"x12"

6 Cart. Semigelatina 65% de 7/8"x7"

Lamina N° 25

MALLA DE PERFORACION Y SECUENCIA XC 810 NE 4.00m x 4.00 m



Cart. Dinamita SEMEXSA 65% de 7/8" X 7"	78	Taladros perforados	39
Cart. Dinamita SEMEXSA 65% de 1 1/2" X 12"	189	Taladros cargados	36
Cart. Gelatina 75% de 1 1/8" X 8"	123	Taladros de alivio	3
Espaciadores	42		
Taco de detritus	36		
Total Kg. De explosivo	94,57 kg		
Factor de Avance	31,52 kg/ ml		

AYUDA DE ARRANQUE

II° de Taladros: 4
13 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"

ARRASTRAS Y SOBREAYUDAS

II° de Taladros: 9
1 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"
11 Cart. Semigelatina 65% de 1 1/2"x12"

AYUDA DE CUADRADORES

II° de Taladros: 7
1 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"
11 Cart. Semigelatina 65% de 1 1/2"x12"

ARRANQUE

II° de Taladros: 3
14 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"

CUADRADORES (HASTIALES) Y CORONA

II° de Taladros: 13
1 Cart. Dinamita Gelatina 75% de 1 1/8"x8"
1 Cart. Semigelatina 65% de 1 1/2"x12"
6 Cart. Semigelatina 65% de 7/8"x7"

Lamina N° 26

4.5.5 Ventilación

A través del uso de ventiladores auxiliares eléctricos del tipo axial y mangas de ventilación flexibles se proveerá aire a todas las labores en ejecución, los mismos que serán cotizados y valorizados de acuerdo a la capacidad del ventilador.

4.5.6 Transporte

El transporte consiste en el accionamiento, las instalaciones, mecanismos y disposiciones necesarias para desplazar los materiales mineros desde el punto de carga hasta su lugar de descarga o su destino final.

El acarreo en las labores se realizan con scoop hasta a una distancia de 150 mts, a partir de este punto se evacuara la carga al botadero de Huaripampa ubicada en superficie a través de camiones de bajo perfil o camión volquete.

Las propiedades físicas relevantes del material son:

- Abrasión
- Adhesión
- Cohesión
- Ángulo de reposo
- Compresibilidad
- Densidad del material
- Densidad de las partículas
- Friabilidad
- Contenido de humedad
- Higroscopicidad
- Tamaño de fragmentos
- Forma de fragmentos
- Razón de esponjamiento

4.6 Personal y sistema de trabajo

4.6.1 Personal obrero y empleado

La fuerza laboral estimada para los trabajos del proyecto Nivel 820 es de 27 trabajadores entre personal obrero y empleado.

Respecto al residente de obra, personal eléctrico y personal administrativo no incrementara presto que existe vigencia de contrato en los demás niveles de la Mina, de modo que solo se diluirá las responsabilidades del personal que actualmente se encuentra en la unidad de Yauli.

Personal Operación (por guardia):

Jumbero, ayudante jumbero, cargador, ayudante cargador, operador de scoop, chofer de volquete (Atlantic Mining) y/o operador de camión de bajo perfil.

Personal Empleado: Jefe de guardia, bodeguero, chofer de camioneta.

4.6.2 Régimen de sistema acumulativo

Bajo un régimen de sistema acumulativo de trabajo 14 x 7 (14 días laborados de 10.3 Hr por 7 días libres) exclusivo para el personal obrero, se tendrá 3 guardias de trabajo de las cuales 2 estarán en actividad y 1 de días libres.

El presente régimen de trabajo esta sujeto a la acumulación de 112 horas de jornada de trabajo normal más 32 horas de sobretiempo en un periodo de 14 días consecutivos. (Vease Tabla N° 24).

Sistema Acumulativo de Trabajo 14 x 7

	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	L	M	M	J	V	S	D	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	
	T	T	T	T	T	T	T	T	T	T	T	T	T	T	L	L	L	L	D7	D14	D21	
HN	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8	8								112
HE	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	2.3	L	L	L	L	D7	D14	D21	32
																						144

(a)

(b)

Tabla N° 24

Calculo de días libres:

(a) Días libres ganados por acumulación de horas extras:

$$\frac{(14 \times 2.3)}{8} = 4 \text{ días}$$

(b) Días libres ganados por domingos acumulados: D7, D14 y D21 = 3 días

La jornada normal de trabajo de 8 horas durante 6 días consecutivos de trabajo permite al trabajador tener ganado un domingo.

Para el caso de un sistema acumulativo de trabajo el domingo acumulado también se puede obtener de la acumulación de días libres en el marco de los 6 días acumulativos.

4.6.3 Aportes del empleador (Leyes y beneficios sociales)

De acuerdo a las normas laborales el empleador esta en la obligación de ejercer una serie de aportaciones en beneficio del trabajador por conceptos de seguro de salud y riesgo de trabajo.

(Véase Tabla N° 26, 27 y 28).

4.6.3.1 Seguro regular ESSALUD:

Es un seguro que ofrece prestaciones de salud, bienestar y promoción social y subsidios, equivale al 9% de la remuneración o ingreso mensual de los trabajadores activos.

4.6.3.2 Seguro complementario de trabajo de riesgo (SCTR):

Es el seguro que brinda cobertura por accidentes de trabajo y enfermedad profesional a los trabajadores dependientes o independientes que realizan actividades de riesgo.

Los importes se dan en % que en muchos casos son evaluados previamente por la aseguradora, la misma que considerara el grado de siniestrabilidad que presente la empresa de acuerdo a su índice histórico de accidentes registrados.

El SCTR consta de 2 (dos) coberturas:

Cobertura de Salud (SCTR-S)*

De acuerdo a la póliza de Seguro Complementario de Trabajo en Riesgo:

Cobertura: SALUD - Centralizada.

Nivel: Actividades de Alto Riesgo

Actividad: Explotación de otras Minas y Canteras

Tasa: 1.00% del monto de planilla.

*Fuente Rímac Seguros

Cobertura de Invalidez y Sepelio (SCTR-P)*

De acuerdo a la póliza de Seguro Complementario de Trabajo en Riesgo:

Cobertura: PENSION

Nivel: Actividades de Alto Riesgo

Actividad: Explotación de otras Minas y Canteras

Categorías	Tasa
Superficie:	1.20%
Socavón alto riesgo:	4.50%

*Fuente Seguros MAPFRE

4.6.3.3 Seguro vida Ley*:

De acuerdo a la Ley de Consolidación de Beneficios Sociales, aprobada por Decreto Legislativo N° 688

del 04-11-91, Seguro Colectivo de Vida en Grupo Especial para trabajadores Obreros.

Por este beneficio el trabajador empleado u obrero tiene derecho a un seguro de vida a cargo de su empleador, una vez cumplido cuatro años de trabajos al servicio del mismo.

Sin embargo a solicitud del cliente el empleador esta facultado a tomar el seguro a partir de los tres meses de servicio del empleador.

Tasa de la Prima = 0.99% sobre la remuneración mensual del trabajador.

* Fuente Rímac Seguros

4.6.3.4 AFP Jubilación Anticipada:

Reglamento de la ley que establece el derecho a jubilación anticipada para trabajadores afiliados al sistema privado de pensiones que realizan labores de riesgo para la vida o la salud. Decreto supremo N° 164-2001-EF

Está dirigido al afiliado que realice labores de riesgo y que no cumpla con los requisitos del Régimen Extraordinario, para que, en conjunto con su empleador, realice un aporte adicional mensual con el fin de incrementar el saldo de la Cuenta Individual de Capitalización (CIC) y reducir la edad legal de jubilación de 65 años.

Requisitos

En este régimen, el afiliado y su empleador realizan un aporte adicional mensual para reducir la edad de jubilación de 65 años y para incrementar el saldo acumulado en la CIC del afiliado. De esta forma, se facilitara la jubilación anticipada sin tener que cumplir con los requisitos del Régimen Extraordinario. (Véase Tabla N° 25).

Cuadro de Aporte AFP Jubilación Anticipada

Actividad		Porcentaje	Beneficio
Extracción Minera subterránea			
Extracción Minera a tajo abierto			Se reducen 2 años de la edad legal de jubilación (65 años), por cada 36 meses de cotización
En centros de producción minera, metalúrgicos y siderúrgicos, expuestos a riesgos de toxicidad, acidez y/o insalubridad	2% del Afiliado más 2% del Empleador		

Tabla N° 25

4.6.3.5 Asignación familiar:

Esta es reconocida a todo el trabajador empleado u obrero que posee uno o más hijos.

Según la legislación laboral la asignación familiar para cada trabajador será el equivalente al 10% del mínimo vital minero.

Mínimo vital minero: 25% adicional al mínimo vital

Mínimo vital: S/. 550.00 (a partir de ene 08)

Mínimo vital minero: $550.00 \times (1 + 25\%) = 687.50$

Calculo de asignación Familiar (S/. mes):

$$\text{asignación} - \text{familiar} = 687.50 \times 10\% = 68.75$$

Calculo de asignación Familiar (S/. día):

$$\text{asignación} - \text{familiar} = \frac{68.75}{24.64} = 2.79$$

Para el calculo diario se considera días efectivos de trabajo el cual se disgrega de dividir los 271 días de trabajo al año entre los once meses de trabajo.

CALCULO DEL PORCENTAJE DE BENEFICIOS SOCIALES OBREROS

Jornal Basico	1
Dias por Año	365

DESCRIPCION	DIAS	Costo Acum.	APORTACIONES DEL EMPLEADOR						TOTAL ANUAL
			EsSalud 9.00%	SCTR-P 4.50%	SCTR-S 1.00%	AFP-Jubil. Antic 2.00%	Vida ley 0.99%	TOTAL APORTES	
Días efectivos trabajados	271	271.00	24.39	12.20	2.71	5.42	2.68	47.40	318.40
Domingos	48	48.00	4.32	2.16	0.48	0.96	0.48	8.40	56.40
Feriados	13	13.00	1.17	0.59	0.13	0.26	0.13	2.27	15.27
Vacaciones	30	30.00	2.70	1.35	0.30	0.60	0.30	5.25	35.25
Gratificaciones (jul/dic)	60	60.00	5.40	2.70	0.60	1.20	0.59	10.49	70.49
Provisión días enfermedad	3	3.00	0.27	0.14	0.03	0.06	0.03	0.52	3.52
C.T.S.	35	35.00						0.00	35.00
Total Anual		460.00	38.25	19.13	4.25	8.50	4.21	74.33	534.33

$$\text{Costo por Tarea} = \frac{\text{Total Anual}}{\text{Días efectivos Trabajados}} = 1.9717$$

Costo por Benef. Sociales= Costo por Tarea - Jornal Basico	0.9717
--	--------

PORCENTAJE DE BENEFICIOS SOCIALES OBREROS = 97.17% (sobre el jornal diario)

Tabla N° 26

CALCULO DEL PORCENTAJE DE BENEFICIOS SOCIALES EMPLEADOS MINA

Sueldo Mes 100
Meses al Año 12

DESCRIPCION	Meses	Costo Acum.	APORTACIONES DEL EMPLEADOR						TOTAL ANUAL
			EsSalud 9.00%	SCTR-P 4.50%	SCTR-S 1.00%	AFP-Jubil. Antic 2.00%	Vida ley 0.99%	TOTAL APORTES	
Meses Contabilizados	11	1,100.00	99.00	49.50	11.00	22.00	10.89	192.39	1,292.39
Vacaciones	1	100.00	9.00	4.50	1.00	2.00	0.99	17.49	117.49
Gratificaciones (Jul/Dic)	2	200.00	18.00	9.00	2.00	4.00	1.98	34.98	234.98
Provisión días enfermedad	0.01	0.83	0.08	0.04	0.01	0.02	0.01	0.15	0.98
C.T.S.	1.17	116.67						-	116.67
Total Anual		1,517.50	126.08	63.04	14.01	28.02	13.87	245.01	1,762.51

Costo Mensual = $\frac{\text{Total Anual}}{\text{Meses Contabilizados}}$ 160.23

Costo por Benef. Sociales= Costo Mensual - Sueldo Mes 60.23

PORCENTAJE DE BENEFICIOS SOCIALES EMPLEADOS = 60.23% (sobre remuneración mensual básica)

Tabla N° 27

CALCULO DEL PORCENTAJE DE BENEFICIOS SOCIALES EMPLEADOS SUPERFICIE

Sueldo Mes 100
Meses al Año 12

DESCRIPCION	Meses	Costo Acum.							TOTAL ANUAL
			EsSalud 9.00%	SCTR-P 1.20%	SCTR-S 1.00%	AFP-Jubil. Antic 2.00%	Vida ley 0.99%	TOTAL APORTES	
Meses Contabilizados	11	1.100,00	99,00	13,20	11,00	22,00	10,89	156,09	1.256,09
Vacaciones	1	100,00	9,00	1,20	1,00	2,00	0,99	14,19	114,19
Gratificaciones (Jul/Dic)	2	200,00	18,00	2,40	2,00	4,00	1,98	28,38	228,38
Provisión días enfermedad	0,01	0,83	0,08	0,01	0,01	0,02	0,01	0,12	0,95
C.T.S.	1,17	116,67							116,67
Total Anual		1.517,50	126,08	16,81	14,01	28,02	13,87	198,78	1.716,28

Costo Mensual = $\frac{\text{Total Anual}}{\text{Meses Contabilizados}}$ 156,03

Costo por Benef. Sociales= Costo Mensual - Sueldo Mes 56,03

PORCENTAJE DE BENEFICIOS SOCIALES EMPLEADOS = 56.03% (sobre remuneración mensual básica)

Tabla N° 28

Capítulo V: Análisis de problemática actual y propuesta de alternativas

5. GENERALIDADES

5.1 Análisis de la situación actual

En el año 2006 se extrajeron y beneficiaron 795,277 TMS de mineral en Mina San Cristóbal, lo que representó un incremento de producción de 46,427 toneladas con respecto al año anterior, poniéndose mayor énfasis en la profundización de las rampas del nivel 920 al 1020. Durante el 2006 se continuó con los trabajos de perforación diamantina subterránea, con 69 taladros y un total de 8,551 metros. El objetivo fue confirmar la mineralización ya indicada de la Veta 722, 658, y Split 658. Adicionalmente se perforaron cinco taladros y un total de 1,559 metros en San Martín Sur, Chumpe y Panadería.

La producción en la mina San Cristóbal estuvo fundamentalmente basada en la explotación de las vetas 722, 658 y Split 658.

El avance en exploraciones fue menor (431 metros) por tanto se hizo necesario completar la infraestructura faltante. Los avances se muestran en comparación a los dos años anteriores: (Vease Tabla N° 29).

CUADRO COMPARATIVO DE AVANCES

	2004	2005	2006
Exploraciones	672	1 069	431
Desarrollos y Preparaciones	11 823	17 206	16 677
Total	12,495	18,275	16,008

Tabla N° 29

5.1.1 Reservas de Mineral en la zona

De acuerdo al volumen de reservas registrado hasta el año 2006 (Ocho Millones de TMS), la Unidad San Cristóbal asegura una producción hasta el año 2014, resultando comprometida la necesidad de invertir en descubrir nuevos recursos potenciales que permitan darle mayor permanencia a la mina, Cia. Minera Volcán ha tomado la decisión de promover un nuevo proyecto de inversión que permita lograr el incremento de reservas a través de la ejecución de mas de 2 Km. de avance del Crucero de exploración 810 - Nv 820, el mismo que deberá interceptar el cuerpo toldorrumi y estructuras como veta kike y panadería. La obra es de vital importancia en los planes de incrementar la producción de la mina. (Vease Tabla N° 30).

CUADRO DE RESERVAS A ENERO 2006

Nivel	TMS	Potencia	% Pb	% Zn	Oz/t Ag	Categorización
340	80.200	1.0 - 2.2m	0.93	4.08	70.77	Probables-Indicadas
390	413.700	1.1 - 3.0m	1.04	6.01	97.43	Probables-Indicadas
430	126.600	0.9 - 1.1m	0.92	2.96	99.66	Probables-Indicadas
500	1.500.600	1.0 - 2.6m	0.64	4.46	67.46	Probables-Indicadas
580	411.300	1.2 - 2.9m	1.22	5.72	98.46	Probables-Indicadas
630	299.200	0.7 - 3.4m	0.75	4.52	90.89	Probables-Indicadas
680	131.500	0.7 - 4.7m	1.04	5.52	81.07	Probables-Indicadas
730	351.000	0.8 - 3.7m	0.67	4.81	74.25	Probables-Indicadas
780	389.300	1.0 - 4.1m	0.67	4.41	71.41	Probables-Indicadas
820	471.700	1.1 - 3.5m	0.95	5.09	107.01	Probables-Probables
870	535.400	1.2 - 3.5m	0.72	6.15	93.83	Probables-Probables
920	1.252.400	1.3 - 3.7m	0.72	5.43	74.02	Probables-Indicadas
970	1.018.600	1.1 - 4.2m	0.82	5.55	71.48	Probables-Indicadas
1020	1.019.700	1.6 - 3.6m	0.74	5.42	69.62	Probables-Probables
	8.001.400					

Tabla N° 30

5.1.2 Producción

La producción actual de la unidad San Cristóbal es de 66,000 TMS Mes.

5.1.3 Transporte

Para la evacuación de desmonte se viene utilizando volquetes VOLVO NL12, y ASTRAS de 40 TM, el nivel de extracción principal posee una locomotora trolley de 40 TMS que lleva el mineral hasta planta victoria.

5.2 Propuesta de alternativas

La ejecución del proyecto exige una evaluación técnica económica que permita encontrar un equilibrio entre el tiempo de entrega de los trabajos y los costos del proyecto.

Para este fin, se contrato los servicios de la Empresa Especializada Tuneleros del Perú S.A., empresa ya instalada que opera una zona de trabajo cercana. De modo que solo fue necesario constituir una adenda al contrato que actualmente venia celebrando la empresa.

La presente evaluación recaerá sobre la selección del equipo a utilizar para el transporte de desmonte a superficie, evaluaremos dos alternativas a fin de determinar la más rentable para el proyecto en función al tipo de transporte a requerir para evacuar el desmonte:

- Camión volquete FM 6x4R
- Camión de bajo perfil MT 2010

5.3 Modalidad del servicio Outsourcing

La modalidad Tercerización (Outsourcing o Externalización) consiste en la contratación de terceros especializados para que presten servicios en determinadas etapas o procesos de la actividad minera, una de las modalidades son las Empresas Especializadas que se regulan por el Ministerio de Energía y Minas (D.S. N° 043-2001-EM).

Una de las motivaciones por el cual se opta por esta modalidad se debe a una estrategia de la empresa, para no afectar la planilla y como una descentralización productiva.

Empresa Especializada (Contratas Mineras): Son empresas que desarrollan una actividad autónoma y diferenciada. Deben de realizar sus actividades por su cuenta y riesgo, con sus propios recursos económicos, materiales y que el personal este bajo su subordinación.

Deben cumplir 4 Variables:

- a. Capacidad de gestión, tener la propiedad y/o responsabilidad sobre los equipos.
- b. Independencia económica, financiera y administrativa.
- c. Pluralidad de Clientes.
- d. Tecnología propia.

5.3.1 Metodología a emplear por parte de la Empresa Especializada

El estudio del proyecto y la elaboración de las propuestas técnico económicas se realizaron considerando la performance de los equipos de transporte en mina subterránea, a través de información extraída de campo, visitas técnicas, evaluación de expedientes, experiencia y datos de obras similares. El cálculo de precios unitarios cobertura la utilización real que tendrán los equipos y el personal destacado al proyecto a través de una dilución de los costos de operación. La evaluación final se logra a través de simulaciones y análisis de sensibilidad de cada propuesta.

La disciplina de valor una Empresa Especializada para el área de servicios esta constituido por las siguientes actividades:

5.3.1.1 Captar prospectos mineros

Para tal efecto se realizan estudios de mercado, se mejoran las relaciones laborales en cada obra y se impulsa la participación en publicaciones, auspicio, eventos, exposiciones se realizan en

medios del sector donde se afianza las relaciones amicales con clientes potenciales.

5.3.1.2 Estudio del proyecto y elaboración de propuestas

El estudio del proyecto y la elaboración de las propuestas técnico económicas se realizan minuciosamente a través de visitas técnicas, evaluación de expedientes, estándares estadísticos, experiencia y datos de obras similares. El cálculo de precios unitarios, suma alzada o llave en mano se halla a través de estudios y simulaciones de sensibilidad técnicos y de estados financieros. Las evaluaciones finales son expuestas en una reunión de directorio donde finalmente se filtran y se coordinan los recursos, cartas de fianzas, líneas de créditos, financiamientos, etc, las propuestas, estrategias se orientan al perfil del comité evaluador.

5.3.1.3 Negociación y cierre de contratos

La Negociación y cierre de contrato se realiza luego de reiterados acuerdos bilaterales, la formalización del contrato le da un mayor valor agregado a la obra ya que legaliza la ejecución del proyecto y a la vez facilita y da el marco legal para solución de controversias futuras o también para base de sustento para solicitudes de financiamiento a corto y largo plazo.

5.3.1.4 Ejecución y control de las operaciones

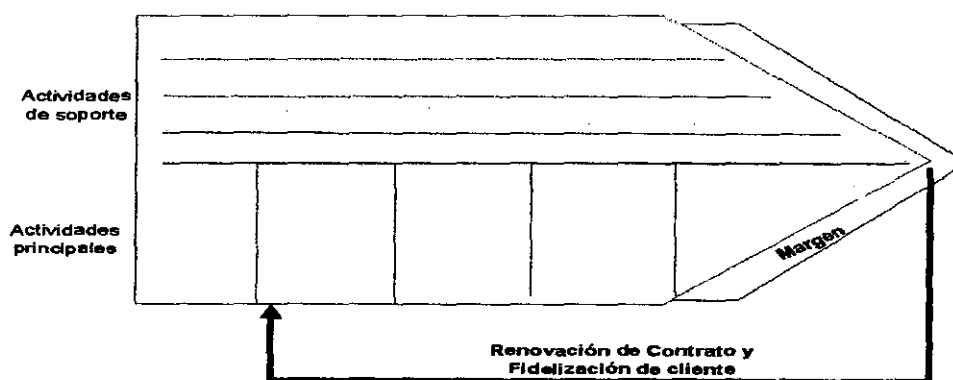
En la ejecución y control de las operaciones se busca cubrir las expectativas del cliente a través del cumplimiento estricto de los programas de trabajo en avances y producción mensual que se entrega oportunamente a inicios de período, los mismos que deben ejecutarse siguiendo los estándares de trabajo, eficiencia,

productividad y calidad con la que se presento las propuestas técnico económicas.

Así mismo se trata en lo posible de entregar los trabajos en los tiempos y presupuestos establecidos, cumpliendo las normas y políticas de seguridad y procedimiento establecido por nuestros clientes.

La entrega de obra se realiza formalmente en el campo y a través de una carta ejecutiva en el que consignamos información relevante de la gestión, mostrando a nuestros clientes los beneficios, restricciones o cuellos de botella superados y alternativas de solución ante posibles situaciones similares. (Véase Lamina N° 27)

Cadena de Valor - servicios



Lamina N° 27

5.4 Aspectos Generales de la Propuesta

5.4.1 Condiciones de trabajo

- Los días de trabajo serán continuos de lunes a domingo inclusive feriados. El sistema de trabajo para todos los trabajadores deberá considerarse 14 días laborados en la mina por 7 de descanso sustitutorio.

- Los disparos se efectúan en los horarios de 7:00 a.m., 1:00 p.m., 7:00 p.m. y 01:00 a.m.
- Los equipos deberán contar con un seguro que cubra: accidentes de equipo, daño contra terceros, acorde a la naturaleza del servicio.
- El abastecimiento de combustible (petróleo) se realiza con el camión utilitario de un tercero que prestara los servicios.
- Llevar el avance adecuado con sostenimiento que no sea mayor al que se indica en el estándar de sostenimiento (span de 3.0 m), respecto al ultimo disparo.
- La instalación de las mangas de ventilación y estándares debe ir instalada a 20 m del tope de la labor.

5.4.2 Especificaciones técnicas del servicio

- Perforación con equipo jumbo.
- Disparos con dinamita, fulminantes antiestáticos o con micro retardos, emulsiones y otros accesorios.
- Acarreo con scoop diesel de 4.0 yd³, hasta los 150 m del frente hacia las cámaras de acumulación.
- Transporte del desmonte desde el area de carguío o echadero de desmonte hacia superficie.
- Sostenimiento según necesidad y tipo de terreno y de acuerdo a la evaluación de Dpto. de geomecánica, perno hydrabolt de 7' a 10' pie y shotcrete preventivo de 1 a 2".
- Instalación de troncales de línea de energía, agua y aire.
- Perforación e instalación de cáncamos para agua, aire y energía eléctrica.

- Instalación de tuberías de 2" y 4" de diámetro, para agua, aire, instalación de energía eléctrica.
- Ejecución de las cunetas en roca, la sección sera de acuerdo al diseño de la labor.
- Ventilación del área (instalación de equipos, mangas, reubicaciones, mantenimiento y operación de equipos).
- Area para comedor y sub estación eléctrica, cuya habilitación estará a cargo del contratista.

5.4.3 Equipos requeridos

Dentro de los equipos a emplear tenemos:

- Jumbo Rocket Boomer 281, Atlas Copco.
- Scoop Wagner Diesel ST 3.5.
- Camión Volquete FM 6x4R, 13.50 m3 y/o camión de bajo perfil MT 2010.
- Equipo de shotcrete (Aliva 262)
- Ventilador (50,000 cfm ó según requerimiento), con mangas de ventilación.
- Bomba de inyección para pernos hydrabolt
- Afiladora de brocas y barrenos
- Camioneta de supervisión
- Camión para servicios
- Lámparas mineras según cantidad de personal
- Herramientas de trabajo (lampas, picos, barretillas, escaleras de tijera, otros)
- EPPs completos.

5.4.4 Detalles de las tarifas

Las tarifas son a todo costo, consideran mano de obra, materiales y equipos, implementos de seguridad, gastos generales y un % de utilidad. No incluye servicios Mina (agua, aire y energía eléctrica), instalación de troncales Volcán SAA.

a. Costos Directos:

- Operadores de equipos LHD, jumbos.
- Personal especializado en sostenimiento.
- Accesorios de perforación (mangueras, coplas).
- Mangas de ventilación 30" y 36".
- Herramientas de trabajo, materiales de sostenimiento.
- Equipos solicitados.

b. Costos Indirectos:

- Personal de supervisión y administración.
- Mecánico y/o electricista
- Movilidad del personal y supervisión.
- Movilidad para materiales.
- Alojamiento y alimentación de su personal empleados.
- Comunicaciones y mobiliario.

La movilización y desmovilización se cotizaran a parte, no debe incluirse en el cálculo de los costos unitarios (tarifas). El pago de la movilización se hará con la verificación del administrador de contrato.

Capítulo VI : Propuesta del Proyecto Empleando Camión Volquete FM 6x4R

6. GENERALIDADES

El empleo de camiones volquetes para la extracción de desmonte en el proyecto Crucero 810, Nivel 820 considera diseños con secciones mucho mayores a las que utilizan equipo de bajo perfil, secciones que en algunos casos sobre pasan los 4.0 metros de altura, esta condición esta en función a la altura del equipo y el diseño de ventilación de la mina. Su empleo sugiere una modificación de la cabina del operador en un rango de hasta 310 mm de reducción.

6.1 Metodología de trabajo

La evaluación técnico económica de la propuesta permite analizar parámetros tales como: diseño, ciclo de operación, cronograma de trabajo, costo por metro lineal y costo de evacuación de desmonte \$/ton-km.

6.2 Diseño del proyecto

El diseño del proyecto contempla cámaras de carguío “tipo H” ubicadas cada 150 mts, las secciones de los cruceros principales serán 4.5 x 4.5 m por la dimensión considerable de los equipo de transporte. Las labores consideradas bajo este diseño se detalla en el plan de avances: (Véase Tabla N° 31).

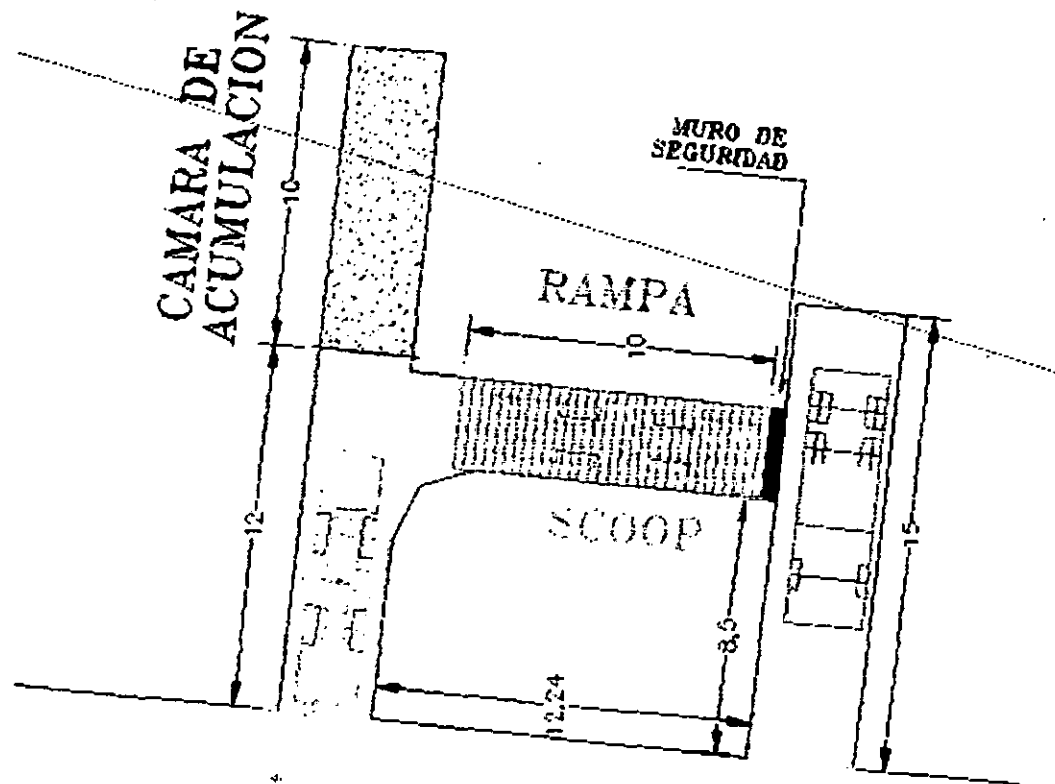
Para el caso de camión volquete se considera una altura adicional por el volumen colmado que adquiere la carga que se transporta en la tolva, la luz entre el filo de la carga - la manga de ventilación y la superficie del techo de la labor.

Ej.

Cámaras de carguío para volquete:

(*) El sistema de cámaras de carguío para volquete consta de: 10 metros de cámara para acumulación desmonte, 24.5 metros para accesos y cámara para scoop y 15 m de cámara para volquete. (Véase Lamina N° 28).

DISEÑO CAMARA DE CARGUIO PARA VOLQUETE



Lamina N° 28

6.3 Ciclos de Operación

Dentro del proceso productivo normal se considera los ciclos de sostenimiento, limpieza y perforación también incluye las demoras operativas y un 15% atribuido a las contingencias de la operación "tiempos muertos". (Véase Tabla N° 32).

PLAN DE AVANCES PROYECTO XC 810 NV 820

Crucero 810 NE	4.5 x 4.5	m	2.250	45.563
By pass 093	4.5 x 4.5	m	800	16.200
Camara sub estación electrica	5.0 x 4.5	m	10	225
Comedor nivel 820	5.5 x 5.0	m	15	413
Camaras de carguío volquete*				
Camaras de acumulación de desmonte	3.0 x 3.0	m	180	1.620
Accesos y camaras para scoop	3.0 x 3.0	m	441	3.969
Camaras carguío de volquete	3.5 x 3.5	m	270	3.308
Total			3.966	71.297

DISEÑO DE LABORES

Crucero	4.5 x 4.5	6/1000	0.40 x 0.50	36"
Bay pass	4.5 x 4.5	6/1000	0.40 x 0.50	36"

DIMENSION DE EQUIPOS

Jumbo EH *	1650	2450
Scoop ST 3.5	2028	2247
Camión Volquete FM 6x4	2530	2730

* Altura maxima extendible del techo: 2800 mm

Tabla N° 31

CUADRO DE PRODUCTIVIDAD XC 4.50 x 4.50 m

Descripción	Tiempo (Min)	Tiempo (Hr)
Movilización de personal (incluye recojo de lamparas)	40,00	0,67
Trabajos Perforación y Voladura / Disparo	448,73	7,48
Inspección y traslado de equipo a labor	20,00	0,33
Instalación del equipo	15,00	0,25
Percusión	178,73	2,98
Desinstalación y traslado del equipo	20,00	0,33
Preparación de cebos	20,00	0,33
Carguío de taladros	180,00	3,00
Amarre y chispeo	15,00	0,25
Trabajos de Sosténimiento / Disparo, Spam mínimo: 3 mts	375,58	6,26
Ventilación	30,00	0,50
Regado	20,00	0,33
Desate de rocas	40,00	0,67
Preparación de plataforma de perforación/ sobre carga	30,00	0,50
Instalación y prueba perforadora	15,00	0,25
Perforación de pernos (11 und por Disp)	100,58	1,68
Desinstalación de perforadora	15,00	0,25
Instalación y prueba de bomba para hydrabolt	20,00	0,33
Colocado de pernos e insufrado de agua (5 min / perno)	55,00	0,92
Desinstalación de bomba hydrabolt	20,00	0,33
Desinstalación de plataforma de perforación	30,00	0,50
Trabajos Limpieza de Frente	247,49	4,12
Inspección y Traslado de equipo a labor	20,00	0,33
Limpieza con Scoop	227,49	3,79
Desmovilización de personal	30,00	0,50
Total	1.141,81	19,03
Total Horas / Disparo	1.142	
Disparos por dia	1,00	
Dias por mes (incluye 15% de tiempos muertos)	25	
Disparos por mes	25,00	
Metro ejecutable por mes por labor 4.5 x 4.5	75,00	

Tabla N° 32

6.4 Descripción y características de los equipos a utilizar

Para la presente propuesta se ha contemplado la adquisición de la siguiente flota de equipos:

01 Jumbo Rocket Boomer 281, Atlas Copco.

01 Scoop Wagner ST 3.5.

01 Volquete FM 6x4R, 13.50 m3, Volvo.

6.4.1 Jumbo Rocket Boomer 281, Atlas Copco

a. Descripción del equipo:

El equipo de perforación Rocket Boomer 281, esta compuesto por un brazo acoplado a un chasis automovible con neumáticos y motor diesel; los mismos que portan una perforadora electro-hidráulica montada sobre una mesa de aluminio-acero. Esta perforadora es accionada por una bomba eléctrica colocada en la parte trasera del chasis la que recibe tensión a través de un cable trifásico de 1" de diámetro y 150 metros de longitud.

Cuenta con un brazo (pluma, viga, deslizaderas) el mismo que es dirigido por cilindros hidráulicos. Los brazos deslizadores son accionados hidráulicamente y guía automáticamente a la perforadora mediante el pistón para su avance.

El agua llega por una manguera de 1" de diámetro y pasa a través de una bomba hidráulica de 40 bares de presión máxima y de 4 bares como mínima. De la bomba es llevada por medio de manguera hasta la perforadora COP desde donde es impulsada por los aceros de perforación hasta el desfogue en el extremo opuesto de la barra cumpliendo así su objetivo de lograr el barrido de los taladros.

Adicional a los neumáticos, el jumbo esta dotado de gatas hidráulicas que le permiten mantener horizontabilidad en el momento de la perforación ya sea en pendientes positivas o negativas. Además sirve como un seguro en los momentos que el equipo se encuentre parado, garantizando así el parqueo del mismo.

Para cuestiones de iluminación, el jumbo cuenta con dos sistemas: uno accionado con el motor diesel y que permite la visibilidad durante el transporte del equipo; y el otro accionado por el motor eléctrico, el mismo que se compone de dos lámparas halógenas de 220 V y permiten la visibilidad al momento de la perforación.

La cabina se encuentra dividida claramente en dos partes: una que se compone del panel de control para el brazo y la perforadora; y la segunda compuesta por el panel y timón para operar el motor diesel y lograr así el transporte del equipo. Para una mayor comodidad de los operadores al momento de la perforación, el jumbo cuenta con un techo hidráulico que le permite subir y bajar según sea necesario.

Descripción del carro portador DC-10:

Es un carro de perforación mecanizada para túneles y galerías con sección transversal de 6 hasta 31 m², con articulación central y de accionamiento por motor diesel, cuya perforadora funciona con electricidad.

Esta provisto de un brazo hidráulico, el brazo lleva avance hidráulico y sobre este montado la perforadora COP 1838 con sistema de perforación ESS 18 de accionamiento electro hidráulico (380-550 V).

Cuenta con un armazón y techo de protección regulable verticalmente.

El vehículo posee tracción en las 4 ruedas mediante el motor diesel de 57 HP a 2300 rpm y una fuerza de tracción de 110 Kn; puede moverse en pendientes de hasta 25%.

La parte del motor y la del brazo que constituye este carro con articulación central, se unen mediante un pivote vertical y son dirigidos por acción de 2 cilindros hidráulicos, esta articulación central hace que el carro se ha muy maniobrable en espacios estrechos y reducidos.

El vehículo cuenta con frenos de discos en las cuatro ruedas accionados por aire comprimido a través del motor diesel que acciona un compresor. El sistema de frenos esta compuesto por el freno de pie o pedal, freno de emergencia operable desde el panel de instrumentos y en forma automática si la presión de aire cae por debajo de un

valor y freno de aparcamiento. Sistema de freno de seguridad tipo aplicado en carrera, de liberación hidráulica (disco húmedo).

Descripción del brazo hidráulico BUT 28F:

La perforadora esta ubicada en un brazo hidráulico telescópico.

Las secciones delanteras y traseras del brazo tienen un sistema de suspensión que consiste en dos cilindros hidráulicos conectados con pares, para dar un paralelismo automático en los planos tanto vertical como horizontal.

El brazo hidráulico cuenta con una pequeña placa de sujeción para fijarla al equipo.

El dispositivo hidráulico de rotación hace rotar a la viga de la deslizadera por un acoplamiento de fricción.

El cilindro basculador sirve para posicionar la viga de la deslizadera para la perforación en el techo o para la perforación transversal. También se usa para obtener un ángulo de abertura al perforar taladros periféricos.

Todas las sujeciones de cilindros y anillos de acoplamiento de vástagos de pistón están equipados con ejes extensibles, que se expanden haciendo girar una tuerca y obligando a subir los casquillos desgastados por un eje cónico, ocupando así el espacio libre en la junta, manteniendo la precisión en el posicionamiento del brazo en todo momento.

b. Componentes:

Están compuestas principalmente de:

- Pluma de plataforma auxiliar.
- Gatos hidráulicos.
- Tren de rodaje.
- Brazos de posicionamiento (pluma cilindros/ pistones).
- Brazo alimentador (deslizadera).
- Perforadora.
- Barreno o columna de perforación.
- Cabina con su panel de controles.

- Compresores.
- Luces.
- Depósitos de fluido hidráulico.
- Cajas de control eléctrico.
- Bombas.
- Motores.
- Lubricador.
- Mangueras hidráulicas.
- Cable eléctrico traslación/ operación.
- Tambor o carrete para cable eléctrico.
- Tambor para manguera de agua.
- Convertidor a 24 V.

c. Sistemas:

Cuentan con los siguientes sistemas:

- Sistema de posicionamiento del brazo hidráulico.
- Sistema de emboquillado (empate del taladro).
- Sistema de avance (baja presión, 30-35 bar).
- Sistema de rotación.
- Sistema de percusión (130 – 150 bar).
- Sistema antiatasque (reduce la presión de avance e invierte el avance).
- Sistema de barrido (aire/ agua).
- Sistema de lubricación.
- Sistema de enroscado-desenroscado.

d. Características técnicas del Rocket Boomer 281:

Componentes principales: (Véase Lamina N° 29 y 30).

- 1 Chasis DC 10 montado con motor diesel.
- 1 Brazo BUT 28 F Paralelismo automático.
- 1 Viga de avance de aluminio de la serie BMH-2800.
- 1 Perforadora hidráulica COP 1838 ME (20 Kw de energía de impacto).
- 1 Mando de control moderno DCS 12.
- 1 Unidad de potencia DCS 18 – 280.

ESPECIFICACIONES TECNICAS DEL JUMBO RB 281

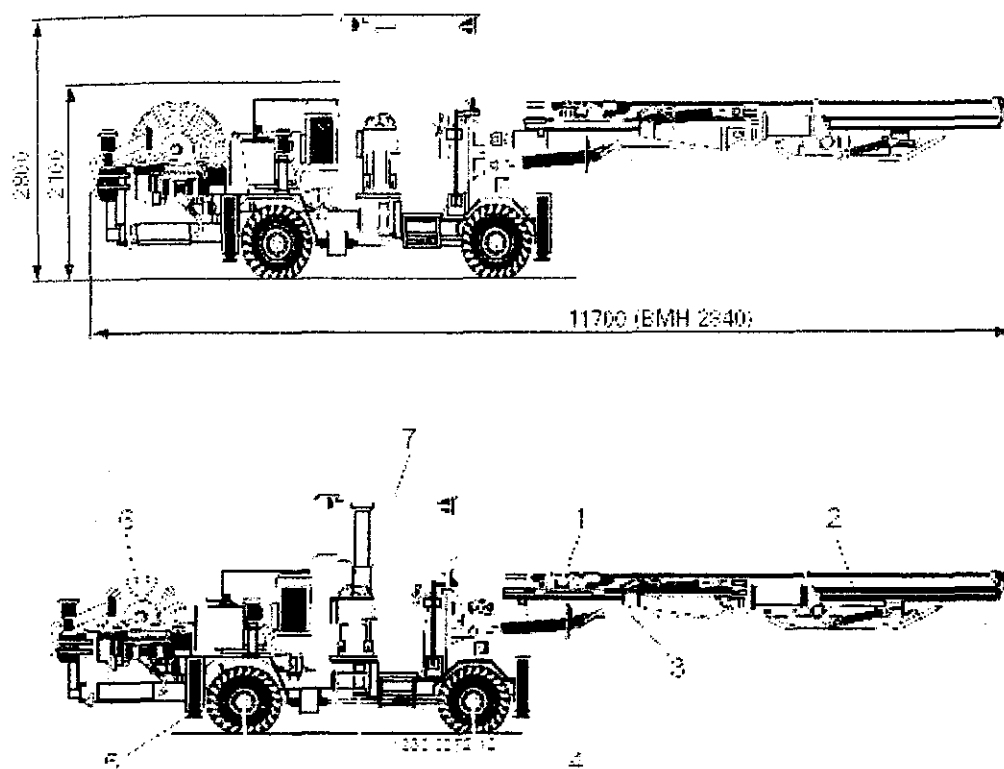


Figura. Bommer Backer Bommer con vehículo portador DC16 - BCIH

- 1 Perforadora
- 2 Dispositivo de ajuste
- 3 Motor
- 4 Pata de apoyo delantero
- 5 Pata de apoyo trasero
- 6 Caudal de aceite
- 7 Techo de protección

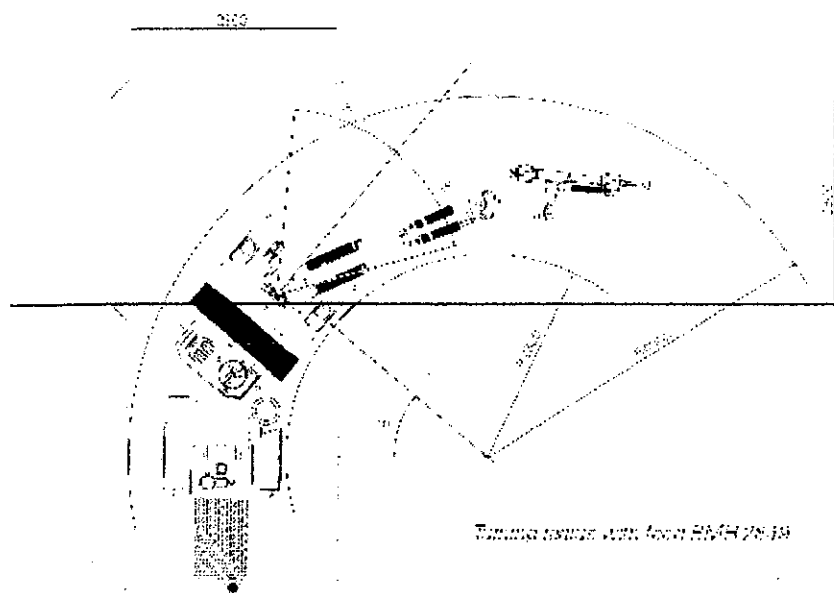
DIMENSIONES Y PESOS

Ancho	mm	1650
Altura		
Techo retraído	mm	2100
Techo levantado	mm	2600
Radio curva		
Exterior	mm	4900
Interior	mm	2800
Largo (para BMH 2840)	mm	10700
Altura de llantas del suelo (con pata levantada)	mm	250
Peso Bruto	kg	9800
Brazo boom	kg	6300
Motor, cable	kg	3500

Lamina N° 29

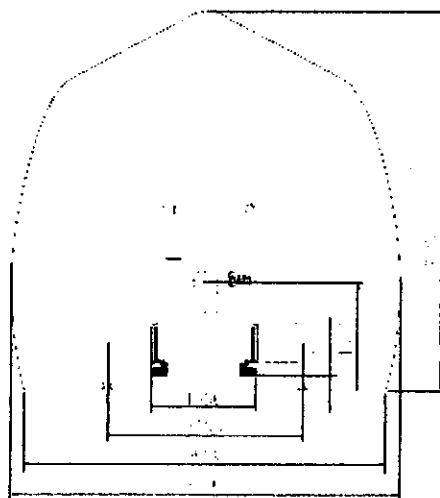
ESPECIFICACIONES TECNICAS DEL JUMBO RB 281

Turning radius



Coverage area

(with 2° look-out angle)



Scale 1:100

Lamina N° 30

Energía requerida:

Eléctrica (KW): 120

Cable eléctrico: 4 x 35mm² (diámetro 38 mm) 60 metros de longitud (440-550V) 60Hz, tipo RDOT

Chasis:

Motor diesel: Deutz, modelo F5L912W57 hp/ 2300 rpm.

Sistema eléctrico: 24 V.

Máxima velocidad marcha: 10 km/h.

Para interior mina: 6.00 km/hr

Transmisión: Hidrodinámica

Clark hurth 172 Eje del motor, Eje del brazo

Frenos: Hidráulico, disco de freno inmerso en aceite en ambos ejes.

Dimensión de los neumáticos: 8.25 x R15 XZR.

Sistema de volante: Poder hidrostático, articulado.

Brazo:

Con un giro de 360° que disminuye el ángulo externo de posicionamiento y sobreparadas.

Peso (sin viga en Kg): 1750

Extensión (mm): 1250

Extensión telescópica (mm): 1250

Angulo de giro sobre eje: 360

Área de cobertura: 31 m²

Máx. peso de viga y perforadora a montarse: 474 kg

Viga:

Aleación dura de aluminio con doble fondo que consigue un bajo ancho y gran resistencia al doblado, torsión y vibración. Alta velocidad de retorno. Guiadores de aceros que maximizan la vida útil de aceros y de viga. Cuna exactamente guiada y perfectamente centrada sobre la cara a perforar que permiten una vida útil máxima del shank adapter y aceros de perforación.

Longitud (mm): 3090

Profundidad taladro (mm): 2795
Longitud total (mm): 4677
Peso neto (kg): 303
Fuerza de viga a 100 bar (KN): 15

e. Descripción de la Perforadora COP 1838:

La COP 1838 esta diseñada para perforación en alta velocidad con un rango de diámetro de taladro de 38 a 64 mm, usando aceros con roscas tipo R38 y T38 o R32 en la línea speedrod.

Posee un pistón de percusión largo y delgado con los extremos completamente planos, lo que asegura un empatado con el acero de perforación (shank) permitiendo así optimizar la fuerza de impacto sin dañar el acero garantizando la vida útil del shank.

La COP 1838 se encuentra efectivamente sellada, separando las vías de los flujos manteniendo limpios los componentes, permitiendo así altas presiones de los fluidos, y asegurando larga vida útil de los accesorios internos.

Dos tiempos anti atascado de aceros para fácil perforación con bajo costo por consumo de aceros.

f. Características de la perforadora:

Esta perforadora posee una velocidad de penetración de 3.0 m/ min en roca granito dura, con una fuerza de impacto de 20 Kn; siendo sus principales especificaciones técnicas:

- Peso (kg): 171
- Longitud (mm): 1002
- Ancho (mm): 246
- Altura (mm): 221
- Altura sobre centro de shank (mm): 88
- Radio de impacto (Hz): 70
- Fuerza de impacto a máx. Presión (Kn): 20
- Torque de rotación máx. (Nm): 540
- Velocidad de rotación (rpm): 0-300
- Consumo de agua (l/ seg): 1.1

- Presión rotación en vacío (bar): 25 -30
- Presión rotación en perforación (bar): 40 -50
- Presión avance emboquillado,pull down(bar): 50
- Presión avance alta (bar): 100
- Presión de percusión emboquillado (bar): 145
- Presión percusión alta (bar): 185
- Presión retorno alta (bar): 150
- Presión entrada de agua (bar): 6
- Presión barrido (bar): 10
- Torque ajuste de pernos (pie-libra): 283-250
- Nivel de ruido (dB): 106

g. Condiciones de operatividad y maniobrabilidad:

Detallamos las siguientes condiciones:

- Los tiempos de posicionamiento del brazo (30 seg promedio), nos dan una idea clara de la facilidad de maniobras y operaciones del jumbo, gracias a la versatilidad del brazo que posee, el mismo que permite movimientos rápidos de giro de hasta 360° sobre su propio eje y doble desplazamiento longitudinal.
- En cuanto a movimiento de transporte de equipo, éste puede ser realizado en terrenos de superficies irregulares con una pendiente de hasta 14° (25%), tanto ascendente como descendente pudiendo llegar hasta los 8 Km/ hr en subida máxima.
- El diseño de las mallas de perforación es de suma importancia y debe considerar las fallas y fracturas que presenta el terreno para evitar atascamientos y para que sirva de control al operador del jumbo.
- En ventilación, la vida útil de los filtros de admisión de aire primarios de mínimo 125 horas, considerando que la ventilación sea como mínimo de 3 m3/ min por HP de potencia de motor diesel operando en el área.

La calidad y la cantidad de agua al frente de trabajo deberá ser mínimo 4 Bar de presión.

- La tensión eléctrica de 440 +- 5% máximo.
- La temperatura interior mina sea máximo 30°C.

h. Servicio de Mantenimiento y Reparación:

A través del contrato de locación de servicios y repuestos, Atlas Copco es la empresa destinada a la reparación y mantenimiento completo de los equipos, el mismo que esta formado por un costo fijo mensual mas un costo a tarifa horaria de repuestos.

Contrato locación de servicios de mantenimiento:

LA EMPRESA pagará mensualmente a **ATLAS COPCO**, una Tarifa Mensual Fija de US\$ 3.550 (Tres mil quinientos cincuenta y 00/100 dólares americanos) más el impuesto General a las Ventas.

El costo de la Tarifa Mensual Fija incluye lo siguiente:

Presencia en asiento minero de un (1) técnico para supervisar y realizar el mantenimiento rutinario, mantenimiento preventivo y reparaciones menores en los equipos (el horario de trabajo de cada turno será de 11 horas).

Las herramientas e instrumentos individuales, necesarios para efectuar los mantenimientos y atender las emergencias en mina de los Equipos.

Implementos de seguridad para cada uno de sus técnicos.

Los gastos que involucren los primeros auxilios, así como la evacuación del Personal Técnico en caso de presentarse un accidente en el Asiento Minero.

Seguro contra accidentes personales y de "Alto Riesgo" para el Personal Técnico

Alimentación y Alojamiento del personal asignado al Contrato.

Garantía de una disponibilidad mecánica de 85%

La disponibilidad y eficiencia mecánica son indicadores que muestran el porcentaje del total de horas programadas que el equipo labora con respecto al tiempo de intervenciones de los mecánicos para reparaciones (para el caso de disponibilidad); y el porcentaje de horas trabajadas con referencia a las reparaciones electro mecánicas y a los mantenimientos programados (para el caso de eficiencia) es decir saber la efectividad y capacidad del servicio mecánico.

A continuación presentamos el cálculo de disponibilidad y eficiencia mecánica a calcular por mes: (Vease Tabla N° 33).

CALCULO DE DISPONIBILIDAD MECANICA

$$DM = \frac{(HP - RME)}{HP} \times 100 \%$$

$$EM = \frac{(HP - RME - MP)}{(HP - MP)} \times 100 \%$$

Tabla N° 33

Donde:

- DM : Disponibilidad mecánica
- EM : Eficiencia mecánica
- HP : Horas programadas para trabajo
- RME : Reparaciones mecánico – eléctricas
- MP : Mantenimiento programado

Contrato por consumo de repuestos:

LA EMPRESA pagará mensualmente a **ATLAS COPCO**, una tarifa de US\$ 28.00 (veinte ocho y 00/100 dólares americanos) más el impuesto general a las ventas por cada hora de percusión que registre el equipo.

El costo de la tarifa variable incluye lo siguiente:

- Los repuestos necesarios para los mantenimientos programados de los equipos, reparaciones de los sistemas (como producto de un desgaste normal de los mismos).
- Repuestos requeridos para realizar los mantenimientos preventivos de las perforadoras COP 1838 a excepción de los cuerpos (cuerpo delantero, cajas de engranajes, cuerpo intermedio, cilindro, cuerpo trasero). Stock mínimo de repuestos en obra.
- La tarifa horaria no incluye repuestos para los siguientes componentes: motor eléctrico, chasis, caja de transmisión, caja de reducción, perforadora hidráulica, ejes (corona, diferencial, mandos finales), motor diesel, bombas hidráulicas, unidad de rotación, brazo telescópico, compresora, tableros eléctricos 440/ 24.
- Además de los cuerpos de las perforadoras, repuestos requeridos para las reparaciones de fallas del equipo y/o sus componentes producto de una mala operación cable eléctrico de alimentación, llantas, ni cambio de componentes.
- Tampoco incluye la mano de obra de terceros en la reparación de chasis o brazos (reparaciones estructurales).

6.4.2 Scooptram Wagner ST 3.5

Estas palas tienen ruedas, por lo que pertenecen al grupo de “vehículos que ruedan” (en inglés FSV, free steered vehicles).

a. Descripción del equipo:

El scooptram wagner es un vehículo de tracción en las 4 ruedas neumáticas, equipado con un motor diesel y con un motor eléctrico de corriente alterna. El tren de engranajes tiene un transformador de par, transmisión con inversión de potencia y ejes diferenciales con ruedas plantearías a los extremos. El scooptram esta diseñado para cargar, remolcar y descargar materiales.

b. Componentes:

El vehículo consta principalmente 2 secciones, ambas secciones están unidas por un pasador de bisagra que permiten que las dos secciones pivoteen.

- Módulo delantero (bastidor de carga):
- Cucharón
- Pluma
- Eje impulsador delantero
- Cilindros hidráulicos
- Llantas
- Módulo trasero (bastidor de motor):
- Motor convertidor de par de torsión
- Transmisión
- Eje motriz trasero
- Cabinas de operación
- Llantas

Motor:

Es un conjunto de piezas fijas (culata, camisas, block de cilindros, carter, radiador, etc.) y móviles (pistones, bielas, cigüeñal, engranajes, etc.) sincronizadas de tal manera que transforman la energía (especialmente la calorífica) en energía mecánica.

Motor Diesel:

Son aquellos que admiten el ingreso de aire en la carrera del pistón, el mismo que se comprime a tal grado que se calienta a una alta temperatura, inflamando al combustible atomizado e inyectado cerca de la parte más alta de la carrera del pistón, simplemente por el contacto con este aire caliente. No tienen carburador ni sistema de encendido (chispa eléctrica). Sus ventajas son mínimo riesgo de incendio, alta compresión, mayor eficiencia y menor costo de combustible.

Potencia del motor:

La potencia del motor es seleccionada por los fabricantes basados en los siguientes conceptos:

- Peso muerto del equipo.

- Peso de la carga transportada.
- Eficiencia del convertidor de torque.
- Aplicación (en plano horizontal o en pendiente).
- Cota de trabajo.

Sistema de escape:

El sistema contempla los siguientes componentes:

- Lavador de agua
- Purificador catalítico
- Diluidor de humos de escape
- Purifiltro ECS
- Silenciador

Purificadores, Depuradores o Scrubber:

Son elementos que se instalan en los tubos de escape de los vehículos diesel que trabajan en interior mina especialmente, ya que oxidan catalíticamente los gases o atrapan los humos disminuyendo las concentraciones de estos.

Actualmente se usan dos tipos:

De vía seca:

PTX: Utilizan como catalizador el metal platino, paladio o radio en un apoyo cerámico, que oxidan catalíticamente las emanaciones, los convierten en CO₂, agua, etc., que son inofensivos, reducen el CO en un 90%.

PELLETS: Están constituidos por esferas de 3/16" diámetro y son fabricadas de aluminio con una delgada capa de platino finamente dividido (15% de platino en peso) y reduce la concentración de los gases en la siguiente proporción:

CO es reducido en un 95%.

HC es reducido en un 90%.

Aldehídos es reducido en un 85%.

NO + NO₂ es reducido en un 10%.

H es convertido en agua.

De vía Húmeda:

Agua: Cuentan con tanque de agua a través del cual son burbujeados los gases y humos, disminuyendo la temperatura de estos a 40°C antes de salir al exterior y reduciendo sus concentraciones:

CO Es reducido en 20%.

Aldehídos: Son reducidos en un 50%.

Recoge las partículas de carbón.

Disminuye el ruido del escape.

También se utilizan estos purificadores en forma combinada, con la finalidad del aumento de la contrapresión hacia el motor.

Llantas:

Un porcentaje que fluctúa entre 20 y 30% del costo total de mantenimiento y operación del equipo es invertido en llantas, por ellos es necesario tener en cuenta los siguientes aspectos:

La longitud de acarreo contribuye al incremento de temperatura de trabajo de las llantas, aumentando sus posibilidades de cortes y desgaste acelerado.

La temperatura de las llantas en operación depende del peso que acarrea, la velocidad de desplazamiento, la presión correcta y la temperatura del ambiente de trabajo. Las llantas producen calor cuando ruedan y se flexan, cuando la temperatura de operación de una llanta se incrementa, el caucho y las fibras dentro pierden resistencia de manera significativa.

Su dimensión y la presión de inflado deben basarse en la resistencia que la superficie de la vía ofrece a la penetración. Para superficies rígidas como el concreto, unas llantas de alta presión y bajo diámetro proporcionarán una menor resistencia a la rodadura, mientras que en superficies suaves o blandas, las llantas de baja presión y gran diámetro proporcionarán menor resistencia a la rodadura porque las áreas de contacto mayores reducirán la profundidad de penetración de la llanta.

Inflar las llantas por debajo de la presión recomendada puede producir un daño de los bordes del aro y la separación de éste con la llanta. Inflarla por encima de la presión recomendada hace que la llanta se someta a un uso excesivo en su parte central. Escoger mal un par de llantas también producirá una distribución desigual del peso, sobrecargando la llanta más grande.

c. Sistemas:

Cuenta con los siguientes sistemas:

- Sistema de relubricación.
- Sistema de refrigeración.
- Sistema de combustible.
- Sistema eléctrico.
- Sistema hidráulico.
- Sistema de frenos.

d. Características técnicas de equipo:

- Scooptram marca Atlas Copco Wagner Inc, modelo ST 3.5, con motor diesel, con capacidad de cuchara de 4.00 Yd³ (3.06 m³) para un p.e. de 2.00 ton/ m³ y capacidad de acarreo de 6,000 kg. (Véase Lamina N° 31, 32, 33, 34 y 35).
- Motor Diesel Deutz F8L-413FWB, con compensador de altura 136.00 Kw (185 HP).
- Purificador y silenciador.
- Filtros de admisión de aire (secos de papel).
- Torque convertidor C-270 marca Clark.
- Transmisión modulada R-28.00 marca Clark.
- Ejes Rockwell, con no spin en el eje delantero.
- Freno de servicio, parqueo y emergencia discos en cada rueda.
- Neumáticos 17.50 x 25 Ply, L5S, Mega Caucho.
- Sistema de dirección articulado hidráulico 85° (42.5° a cada lado).
- Pistones hidráulicos de doble efecto, vástagos cromados.
- Bombas hidráulicas de tipo engranaje para servicio pesado.
- Cabina del operador lateral con techo protector ISO ROPS/FOPS.
- Sistema de lubricación, centralizado manual.

HOJA TÉCNICA DEL EQUIPO SCOOP TRAM ST 3.5

Ingeniería

Modelo F8I-413FW

Radio de fuerza a 2300 rpm

Maximo torque a 1500 rpm

Ventilación

MSHA Part 32 radio de ventilación

MSHA Part 32 particulas en suspensión

Numero de cilindros

136 Kw / 185 HP

617 Nm (455 lbs-pie)

297 m3/ min (10,500 cfm)

269 m3/ min (9,500 cfm)

8 en "V"

Motor

Torque convertidor

Transmisión modulada

Transmisión:

Capacidad de aceite con cambio de filtro

Capacidad de relleno de aceite

Convertidor:

Capacidad de relleno de aceite

C-272 marca Clark.

R28364 marca Clark.

16.5 litros (4.4 galones)

13.2 litros (3.5 galones)

5.7 litros (1.5 galones)

Ejes

Ejes

Capacidad del diferencial delantero y trasero

Extremos planetarios cada uno

Clark 14D2149

16 litros (4.3 galones)

6.2 litros (1.6 galones)

Dirección y oscilación

Sistema de dirección articulado hidráulico

Angulo de viraje

Oscilación del eje trasero

Tiempo de viraje

85° (42.5° por cada lado)

42.5 grados

7 grados

6 grados

Sistema de frenos

Freno de servicio, parqueo y freno de emergencia.

Presión de servicio del freno (SAHR)

Presión de servicio del freno (LCB)

Enganche de válvula de carga

Desenganche válvula de carga

Precarga del acumulador

10000 - 10700 kPa

6500 - 7200 kPa

10700 - 11400 kPa

13400 - 14100 kPa

7900 - 8500 kPa

Cabina de Operador

Cabina del operador lateral con techo protector MSHA FOPS

Control de palanca de Cambios

Cinturon de seguridad

Sistema Hidráulico

Pistones hidráulicos de doble efecto, vástagos cromados.

Bombas hidráulicas de tipo engranaje para servicio pesado.

P° de operación (basculamiento/ izamiento) 13800 kPa (2000 psi)

P° de operación (dirección)

Filtración, succión

15900 kPa (2300 psi)

25 micras

Controles

Dirección

Basculamiento e izamiento

Transmisión

Monostick/ Rueda

Palanca doble/ Palanca

Monostick (hidráulica)

Palanca doble (hidráulica)

Palanca doble (eléctrica)

Sistema Electrico

Voltaje

Alternador (producción total de

Sensor Sistema Hidráulico

Iluminación

Interruptor para bloqueo de emergencia

24 Voltios (12 voltios po bateria)

140 A

Nivel de T°

Neumáticos

14 x 24 20 ply

17.5 x 25 20 ply

17.5 x 25 24 ply

17.5 R25 Radial

590 kPa (85 psi)

480 kPa (70 psi)

480 kPa (70 psi)

550 kPa (80 psi)

Capacidad de Tanques

Combustible

Hidráulico

216 litros (57 galones)

170 litros (45 galones)

Lamina N° 31

HOJA TÉCNICA DEL EQUIPO SCOOP TRAM ST 3.5

Grado de Performance del Vehículo

Motor Deutz F8L-413FW 136 Kw (185 hp) - Cargado

%	Ratio	1 st Marcha		2 st Marcha		3 st Marcha	
		kph	mph	kph	mph	kph	mph
0.0%		4.7	2.9	9.5	5.9	18.3	11.4
2.0%		4.7	2.9	9.1	5.7	16.9	10.5
4.0%		4.5	2.8	8.8	5.5	14.8	9.2
6.0%		4.3	2.7	8.6	5.3	12.1	7.5
8.0%	1:12	4.3	2.7	8.1	5.0	9.1	5.7
10.0%	1:10	4.1	2.6	7.7	4.8	6.5	4.1
12.5%		4.1	2.6	6.9	4.3		
14.3%	1:7	4.0	2.5	6.3	3.9		
16.0%		4.0	2.5	5.6	3.5		
18.0%		4.0	2.5	5.0	3.1		
20.0%	1:5	3.9	2.4	4.3	2.7		
25.0%		3.5	2.2				
30.0%		3.2	2.0				

Motor Deutz F8L-413FW 136 Kw (185 hp) - Vacio

1 st Marcha		2 st Marcha		3 st Marcha	
kph	mph	kph	mph	kph	mph
4.7	2.9	9.7	6.0	18.9	11.7
4.7	2.9	9.5	5.9	17.8	11.0
4.7	2.9	9.2	5.7	16.7	10.4
4.5	2.8	8.8	5.5	15.1	9.4
4.5	2.8	8.7	5.4	13.1	8.1
4.3	2.7	8.3	5.2	10.9	6.8
4.3	2.7	8.0	5.0	8.4	5.2
4.1	2.6	7.7	4.8		
4.1	2.6	7.2	4.5		
4.1	2.6	6.8	4.2		
4	2.5	6.3	3.9		
3.9	2.4	5.0	3.1		
3.9	2.4				

Pesos de operación

	Kg	lbs
Vacia	16390	37330
Cargada	22930	50500

Capacidad

	Kg	lbs
Empuje	6000	13200
Fuerza de hincada, excavación	7950	17520
Fuerza de hincada hidráulica	9960	21950

Tabla de dimensiones

Densidad de material

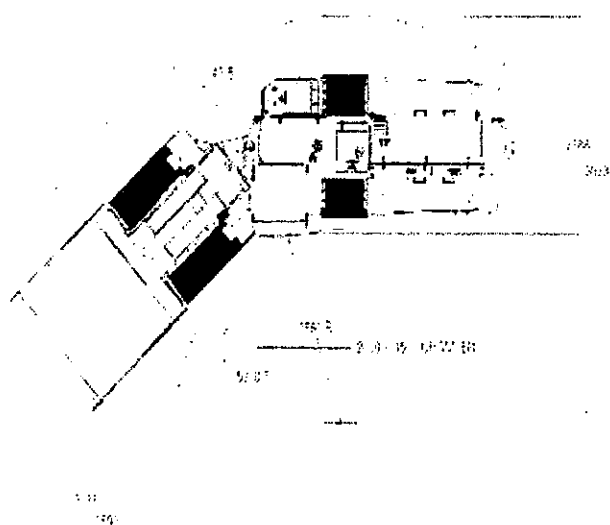
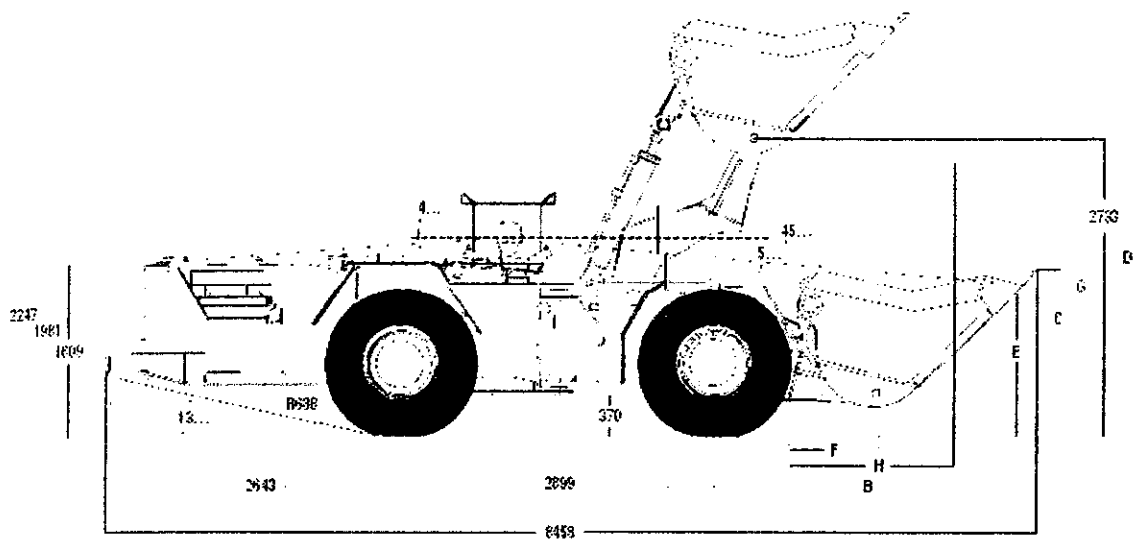
Ton/ m3	1.8	2.0	2.2	2.6	2.8	3.0
---------	-----	-----	-----	-----	-----	-----

Tablas de dimensiones

Capacidad de Cuchara	m3	3.4	3.1	2.7	2.3	2.1	1.9
	yd3	4.5	4.0	3.5	3.0	2.8	2.5
Ancho de Cuchara (A)	mm	2121	1956	1956	1956	1956	1956
	pulg	83.5	77.0	77.0	77.0	77.0	77.0
Posición en plano							
Eje de cuchara a filo de llanta delantera (F)	mm	2888	2916	2916	2678	2798	2697
Eje llanta delantera a filo de cuchara (B)	mm	1487	1526	1487	1296	1404	1314
Posición de cuchara							
Altura máxima cuchara levantada (D)	mm	3937	3984	3835	3660	3770	3678
Angulo de volteo de cuchara a 45°							
Eje de cuchara a filo de llanta delantera (F)	mm	813	812	711	579	689	597
Altura de cuchara (E)	mm	1321	1313	1397	1546	1428	1528

Lamina N° 32

HOJA TÉCNICA DEL EQUIPO SCOOP TRAM ST 3.5



Lamina N° 33

MODELOS SCOOP DIESEL ATLAS COPCO

Visit www.atlascopco.com/refc for more information

Diesel Scooptram model	ST2D	ST2G	ST3.5	ST600LP	ST710
maximum capacity (kg)	3 600	3 600	6 000	6 000	6 500
technical breakout force (kg)	6 000	6 710	7 950	8 550	10 347
hydraulic breakout force (kg)	9 000	9 000	9 900	9 900	14 200
operating weight of vehicle (kg)	11 500	12 700	17 500	17 300	18 200
length (mm)	6 710	7 090	8 460	8 625	8 625
height canopy (mm)	2 685	2 160	2 250	1 560	2 105
bucket height, max (mm)	3 290	3 890	3 470	3 795	4 345
width vehicle (mm)	1 615	1 615	1 830	1 895	1 925
standard diesel engine	Deutz F6L912W	Deutz BF4M1013EC	Deutz F8L413FW	Deutz BF6M1013E	Deutz BF6M1013FC MVS
optional diesel engine	—	—	Deutz F8L413FWB	—	Detroit Diesel Series 40 DDEC
standard bucket width	1.9	1.9	2.1	2.1	2.2

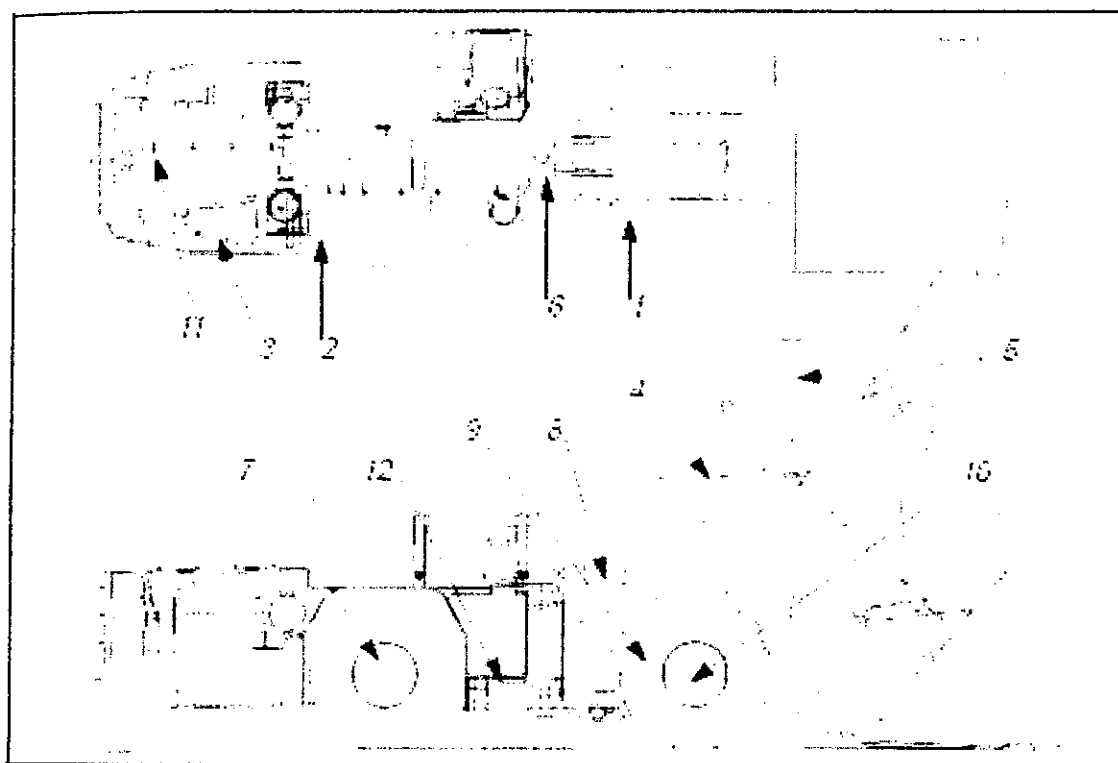
kg/m apply to standard equipped vehicles — Empty vehicle — Less bucket

MODELOS SCOOP DIESEL ATLAS COPCO

Modelo	Motor	Capacidad kg/lbs	Ancho del Balde mm/pulg
Wagner HST-05	Diesel	700 1500	1018 40
Wagner HST-1A	Diesel	1380 3000	1219 48
Wagner ST-1.5	Diesel	2040 4500	1270 50
Wagner ST-2	Diesel	3000 6600	1473 58
Wagner ST-2D	Diesel	3830 8500	1651 65
Wagner ST-3.5	Diesel	6000 13200	1956 77
Wagner ST-6C	Diesel	9530 21000	2438 96
Wagner ST-7.5Z	Diesel	12250 27000	2598 101
Wagner ST-8B	Diesel	13840 30000	2794 110
Wagner ST-15Z	Diesel	20410 45000	---
Wagner EHST-05	Eléctrico	700 1500	1018 40
Wagner EST-1A	Eléctrico	1380 3000	1219 48
Wagner ST-2D	Eléctrico	3830 8500	1651 65
Wagner ST-3.5	Eléctrico	6000 13200	1956 77
Wagner ST-6C	Eléctrico	9530 21000	2438 96
Wagner ST-8B	Eléctrico	13840 30000	2794 110

Lamina N° 34

COMPONENTES PRINCIPALES SCOOP TRAM ST 3.5



Terminología

- | | |
|----------------------------|------------------------------|
| 1. Chasis | 7. Eje tractor |
| 2. Boga | 8. Cilindro de volquete |
| 3. Depósito de combustible | 9. Cilindro de lavaviento |
| 4. Brazo | 10. Eje delantero |
| 5. Rueda | 11. Codo del motor |
| 6. Eje | 12. Cilindro de la dirección |

Lamina N° 35

e. Condiciones de operatividad y maniobrabilidad:

1. Baja velocidad de desplazamiento:

- Depende del estado de las vías (condiciones de trabajo al límite, con lo que sus tiempos de maniobra aumentan y rendimientos menores).
- Deficiente ventilación de la labor.
- Condiciones del equipo.

2. Características de las vías muy exigentes:

- Distancia de acarreo de no más de 300 mt.
- Gradientes muy empinadas (pendientes por encima de 18-20° ya resultan muy complicadas para estos vehículos).
- Curvas con radio de giro corto (que las curvas sean en zig-zag, mejor que helicoidales. Esto se debe a que tienen dos cuerpos, uno con la cuchara y otro con el accionamiento, capaces de pivotear en torno a un eje central).

3. Condición de operación severa:

- Iluminación deficiente.
- Galerías estrechas. (Que las labores tengan un ancho mínimo. Este ancho será estimado para cada posible velocidad máxima de circulación (V_{max}) y a partir de la anchura del vehículo (A , en m), tal y como muestra la siguiente tabla (según Hevia Canga). Vease Tabla N° 34.

CALCULO ANCHO MINIMO DE LABOR

V_{max} (km/hr)	Anchura mínima de labor (m)
< 8.10	$A + 0.60$
< 12.96	$A + 1.20$
> 12.96	$A + 1.50$

Tabla N° 34

- Espacio reducido en los puntos de carga y descarga. (Cuando se hace preciso descargar dentro de la mina, cada cierta distancia (que puede estar entre 20 m y 100 m), es necesario acondicionar una zona de la labor, de forma que su sección sea suficiente para que la pala descargue al correspondiente elemento de transporte. Es necesario tener precaución durante esa operación de descarga a camión, puesto que si no está bien nivelada existe riesgo de vuelco.
- Condiciones de terreno con mayor resistencia a la rodadura, gradiente.

Resistencia a la rodadura (Rr):

La resistencia a la rodadura es una medida de fuerza (kg/ton) que se debe vencer para rodar una rueda sobre la superficie con la que hace contacto. El resultado depende de las condiciones de la vía y de la carga de la máquina, pues mas se hunden las ruedas en el suelo, mayor es la resistencia a la rodadura.

El factor de resistencia a la rodadura se da de la forma siguiente:

Rr Buena: 30 kg/ton

Rr Aceptable: 40 kg/ton.

Resistencia a la gradiente (Rg):

Es la fuerza que debe vencer una maquina en pendiente desfavorables (cuesta arriba).

El factor de resistencia a la gradiente se da de la forma siguiente:

Rg = 10 kg/ton (20 lb/ton) por cada 1% de pendiente de la rampa.

Fuerza de tracción necesaria (FTN):

Fuerza de tracción necesaria o fuerza que debe desarrollar un vehiculo para realizar determinado trabajo en gradiente positiva y con su carga; kg.

$$FTN = (Rg + Rr) \times (Wv + Wm)$$

Donde:

Wv = Peso vehiculo

Wm = Peso material

Calculo de FTN para Scoop ST 3.5:

Gradiente: 0%

Peso equipo vacio: 16.39 ton

Peso carga: 5.20 ton

Peso Total: 21.59 ton

$$R_r = 40 \text{ kg/ ton}$$

$$FTN = ((10 \text{ kg/ton} \times 0\%) + 40 \text{ kg/ton}) \times (21.59 \text{ ton})$$

$$FTN = (41.3 \text{ kg/ ton}) \times (21.59 \text{ ton})$$

$$FTN = 863.60 \text{ kg}$$

f. Servicio de Mantenimiento y Reparación:

El mantenimiento y reparación de los equipos esta a cargo del personal mecánico de la EE, el suministro de repuestos es suministrados por Atlas Copco a través de contrato a consignación de repuestos.

6.4.3 Camión volquete FM 6x4R, 13.5 m³, Volvo

a. Descripción del equipo:

El uso de camiones como una unidad de transporte primario proporciona un alto grado de flexibilidad, ya que el número de unidades en servicio puede incrementarse o disminuir fácilmente para permitir modificaciones en la capacidad total de acarreo de la flota. En muchos casos la dimensión y los costos justifican fácilmente con el incremento de la capacidad de producción.

Son vehículos montados sobre neumáticos que cuentan con motores diesel de 300 a más HP, de 6 cilindros, 4 tiempos y turbo compresor.

Posee un motor diesel, 6 cilindros en línea, culata en una pieza, 4 válvulas por cilindro, árbol de levas en la culata, turbo, intercooler, inyección directa electrónica digital, unidades inyectoras ubicadas verticalmente en el centro de los cilindros. Potencias e torque según ISO 1585, frenos de servicio y de estacionamiento accionados por aire comprimido en las 4 ruedas motrices.

b. Componentes:

Como componentes principales tenemos: (Vease Lamina N° 36,37)

- Modelo 6x4 R
- Marca VOLVO

- Motor Deutz Modelo D13A 440.
- Freno Motor VEB 410/ 500.
- Embrague CS40B-O.
- Caja de cambios VT 2514B.
- Eje trasero RT3210HV
- Eje delantero FATYPE 9.0
- Suspensión delantera FAL 9.0-L1EH1
- Suspensión posterior RST-MUL RAL32
- Cabina L1EH1
- Chasis: 93KAS02D78E742516
- Tolva 13.50 m3

c. Características técnicas de equipo:

Motor Deutz Modelo D13A 440:

- Motor: D13*812538*A1*E
- Potencia (cv/Kw (rpm)): 440 -324 (1400-1800)
- Torque (Nm/kgm (rpm)): 2200-224 (1050-1400)
- Cilindrada. 6 (12800) cm3
- Tipo de inyección: Electrónica, inyectores bomba.
- Diámetro de los cilindros (mm): 131
- Carrera de los pistones (mm):158
- Relación de compresión: 18.1:1
- Franja económica (rpm): 1050-1600
- Sistema de lubricación (l): 33
- Sistema de enfriamiento (l): 38

Freno Motor VEB 410/ 500:

Trabaja con 2 de los 4 tiempos del motor (compresión y escape), y en combinación con el freno de motor por taponamiento de escape. Potencia de frenado máximo 410/ 500 cv a 2300 rpm, con alto desempeño en bajas revoluciones, a 1500 y 1800 rpm se obtiene 307/ 375 cv.

Embrague CS40B-O:

- Tipo: Doble disco de fricción a seco tipo pull-type.
- Accionamiento: Hidroneumático.
- Diámetro de los discos (mm): 400

Caja de cambios VT 2514B:

- Motorización (cv): 440.
- Tipo: Mecánica, sincronizada.
- Accionamiento: Por cables.
- Hacia delante: 14 (12+2 ultralentas).
- En reversa: 4
- Capacidad de aceite (l): 13.5

Toma de fuerza:

- Modelo/ Tipo: PTR-FH
- Montaje: Posterior a la caja
- Relación de reducción: 1.23/1.54 (VT)

Eje trasero:

- Modelo: RT3210HV
- Tipo: Simple reducción
- Bloqueo del diferencial: si (entre ruedas y entre ejes)
- Cubos reductores: tipo planetario
- Relaciones de reducción: 3,61/3,76/4,12/4,55/5,41/7,21
- Capacidad de aceite: 31+26

Suspensión delantera:

- Tipo: FAL 9.0 Parabólica
- Nº de muelles por neumático: de 3 hojas
- Amortiguadores: 2 de doble acción
- Barra estabilizadora: si

Suspensión posterior:

- Tipo: RST-MUL RAL32 Semi-elíptica
- N° de elementos elásticos: 2 ballestas de 11 hojas
- Amortiguadores: 2 de doble acción
- Barra estabilizadora: solo en camiones rígidos

Eje delantero:

- Tipo: FATYPE 9.0
- Ejes de acero forjado en perfil "I" tratados térmicamente. Cubos lubricados con grasa, libres de mantenimiento.

Dirección:

- Tipo: Hidráulica con relación progresiva.
- Diámetro de volante (mm): 450
- Capacidad de aceite (l): 4.5

Chasis 93KAS02D78E742516:

- Tipo: FRAME 88 LINER – P (con refuerzo)
- Distancia entre Ejes: WB3700
- Largueros rectilíneos, con perfil "U", en acero estructural de alta resistencia y bajo peso reforzado en la zona del puente posterior.
- Ancho (mm): 850
- Altura de alma (mm): 300
- Ancho del ala (mm): 90
- Espesor del larguero (mm): 8
- Espesor del refuerzo (mm): 5
- Uno de los mas anchos del mercado, mayor estabilidad.

Frenos:

- Tipo: Doble circuito de freno a aire comprimido, freno de estacionamiento tipo resortes, frenos a tambor tipo "Z-CAM", con ajuste automático de los forros tipo libre de asbesto
- Área de frenado (cm²): 6x4
- Eje delantero (cm²): 2235
- 1° Eje tracción (cm²): 2579
- 2° Eje tracción (cm²): 2579
- Total (cm²): 7393

Ruedas y neumáticos:

- Aro (ruedas y disco de acero): 8.50x20
- Neumáticos: 12.00R20

Cabina L1EH1 (Extendida):

- Cabina fabricada en acero de alta resistencia, con paneles externos galvanizados por el proceso "hop dit", tratamiento anticorrosivo por proceso electroforético (electrodeposición), antes del ensamble final.
- Instrumentos en panel/ tablero(electrónicos):
- Odómetro; con marcador de kilómetros de viaje, horas de trabajo, lector de códigos de fallas.
- Altura interna (mm): 1550
- Longitud (mm): 1810
- Ancho interno (mm): 2430
- Suspensión delantera: Resorte/ amortiguador.
- Suspensión trasera: Resorte/ amortiguador.

Equipo eléctricos:

- Voltaje: 24 V
- Alternador: 80A/ 24V
- Batería: 2 x 170 Ah/ 12 V (en serie)
- Motor de arranque: MELCO 5.5 Kw
- Faros: 2 x 70W

- Red de comunicación entre las unidades de mando electrónicas de gestión. Central eléctrica simplificada, con una reducida cantidad de fusibles y relees ubicada bajo el tablero.

Tanque de combustible:

- Entre ejes (mm): 3400 - 3700
- Material: en plástico
- Capacidades nominales (l): 560 (RFUEL 280 + RLFUEL 280), (Der + Izq.)

Relaciones de transmisión:

Conociendo la sección a utilizar se procede a obtener la relación de transmisión entre ejes "i". Se define como relación "1:i" a la razón entre las velocidades del eje rápido dividido por el eje lento. Ejemplo:

Si el eje rápido gira a 1440 rpm y el eje lento a 800 rpm, la relación es "1:1.8"

Esta relación debe darse entre los diámetros de las poleas a utilizar:

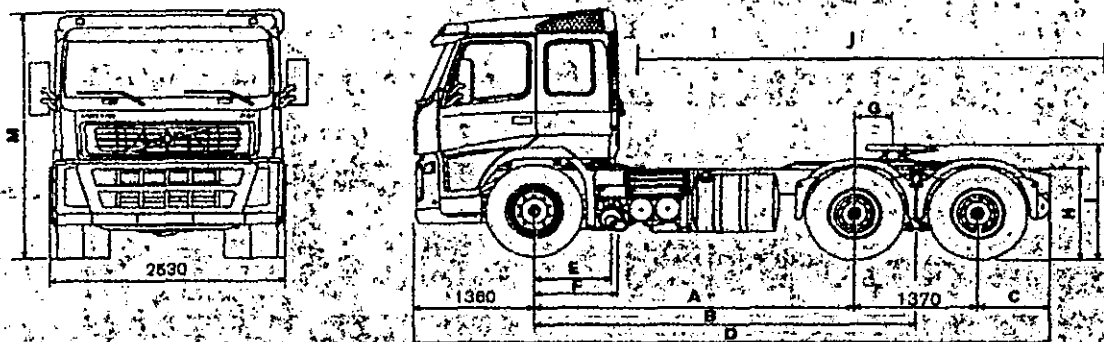
$$i = D_p / d_p$$

D_p : diámetro primitivo de la polea lenta.
 d_p : diámetro primitivo de la polea rápida

C	16.41 : 1
1ra	11.13 : 1
2da	7.16 : 1
3ra	4.68 : 1
4ta	2.97 : 1
5ta	1.97 : 1
6ta	1.25 : 1
Reversa	15.06 : 1
	4.02 : 1

ESPECIFICACIONES TÉCNICAS CAMIÓN VOLQUETE FM 6X4R

FM6X4R / FM6X4T



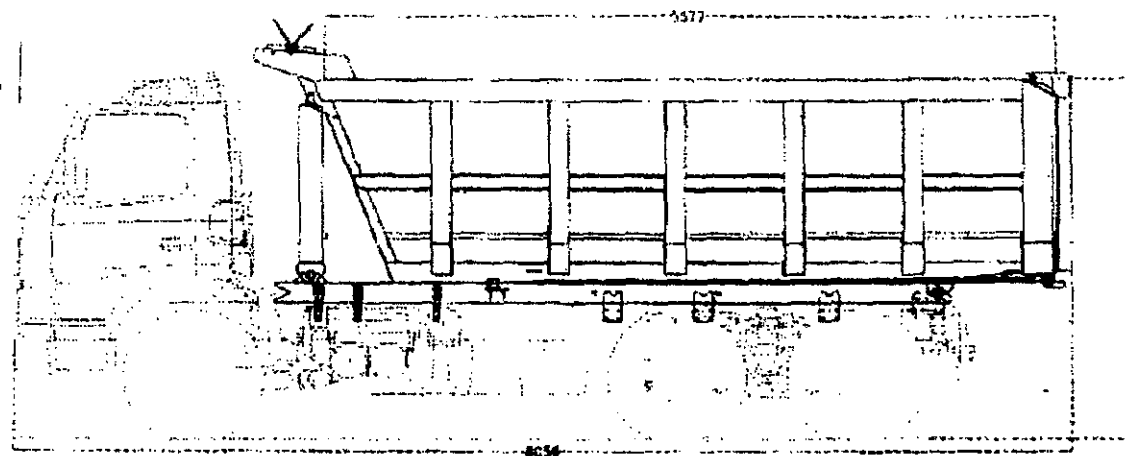
DIMENSIONES (MM)	FM 6X4R (T)				
A - Distancia entre ejes	3400	3700	4300	4600	4900
B - Distancia entre ejes técnica	4085	4385	4985	5285	5585
C - Voladizo traero	825	825	2375	2525	2675
D - Longitud total	6955	7255	9405	9855	10305
E - Distancia eje delantero - final de la cabina	440	440	440	440	440
F - Distancia eje delantero - carrocería (mín)	510	510	510	510	510
G - Posición de la 5ª rueda					
H - Altura del chasis en el eje de tracción	1081	1081	1081	1081	1081
I - Altura de la 5ª rueda					
J - Longitud Carrozable	5085	5385	7535	7985	8435
M - Altura sin climatizador	2863	2863	2863	2863	2863
Radio de giro	7950	8450	9350	9800	10250

Pesos	
Cabina	L1EH1(kg)
Eje delantero	4890
Eje trasero	4220
Total del chasis	9110
Capacidades de carga	
Suspensión delantera	FAL 9.0
Suspensión posterior	RAL 32
Eje delantero	9000
Eje posterior	32000
PBV - Técnico	41000
PBC - Máximo	100000

Lamina Nº 36

FM 6x4

9 + 32

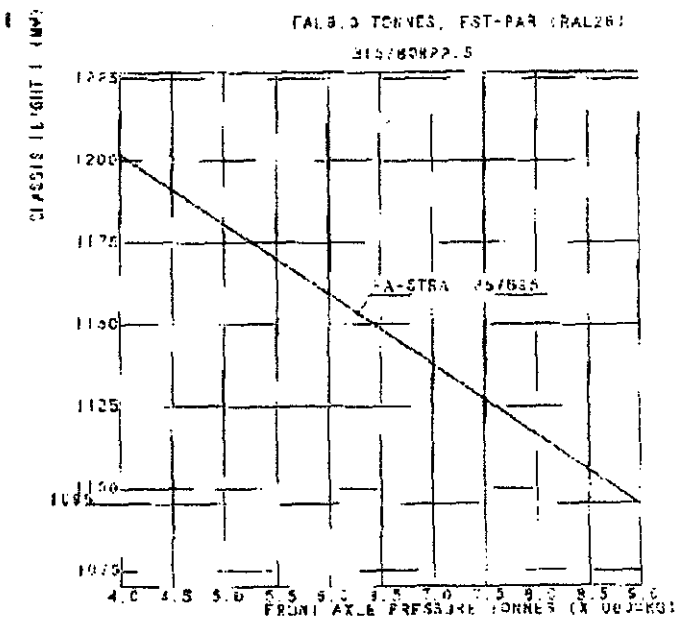


DESCRIPCION	EJE DELANTERO	
Chasis en orden de Marcha	4957	
Conductor	75	
Basidor Auxiliar	89	
Cilindro Hyra FEE 162-4-4125-237	157	
Cajon+Compuerta	501	
Tanque + Acella Hidráulica	116 (Peso de Tolva + Accesorios)	5535
Bomba Hidráulica	27	
Carga UH	2574	
Carga x Eje	8636	
Carga Máxima Técnica	9000	
Reserva	394	

Reducción de altura por tolva

Peso eje delantero Tolva vacía: 5932 Kg.
Reducción de altura: 28 mm aprox.

Peso eje delantero Tolva llena: 8600 Kg.
Reducción de altura: 80 mm aprox.



Especificaciones técnicas de tolva:

(Vease Lamina N° 38, 39 y 40).

Tolva semi roquera piso plano de 13.5 m³ - HD SB (TVSR: 13,5 m³) para trabajo socavón, sobre chasis FM (6x4) – L1EH1 3700 con PTO – BOMBA

Los paradores y transversales forman un arco estructural que brinda gran fortaleza a la tolva.

Los transversales se incorporan en las vigas para lograr bajar el centro de gravedad y conseguir una mayor estabilidad. El piso plano y laterales se unen mediante un plano inclinado que forma dos ángulos de empalme (120°) que favorecen a la carga.

Dimensiones: Laterales: 2.80 m sobre nivel del piso Ancho Ext./ Int.: 2.60 m / 2.36 m.

Materiales:

Estructura: Acero calidad estructural ASTM A36.

Cobertura: Acero calidad alta dureza AR400.

Peso: 5.2 TM (+/- 5%) en orden de marcha.

Chasis auxiliar: Formado por perfiles U de 9.0 mm.

Cajón:

Estructura: En perfil tipo U de 9.0 mm.

Paradores 6.0 mm exteriores y 4.5 mm intermedios, de espesor.

Tansversales 6.0 mm de espesor.

Pasamanos 6.0 mm de espesor.

Cobertura:

Frontal 6.0 mm de espesor.

Laterales 6.0 mm de espesor.

Piso 9.0 mm de espesor. Debajo de esta plancha, presenta madera dura de 1 ½" y debajo de esta, plancha de acero de 4.50 mm ASTM A36 (parte externa del piso).

Compuerta:

Estructura: En perfil tipo U (canal).

Marco de 6.0 mm de espesor.

Refuerzos verticales de 6.0 mm de espesor.

Cobertura:

Plancha de 6.0 mm de espesor.

Bisagras:

A nivel con las paredes laterales de la tolva (no sobre sale).

Cerrojos:

Apertura/ cierre automático, accionado por el volteo de la tolva. La apertura de la compuerta se realiza en tan solo 0.5° de volteo (6 cm de alargamiento del cilindro) de la tolva.

Cubre cabina:

Modelo especial (50 mm por debajo de la cabina), fabricado con plancha de 4.0 mm (ASTM A36), reforzado lateralmente.

Estabilizador:

Estructura formado por marcos rígidos articulados entre si.

Cilindro hidráulico(pistón de volteo)::

Marca: HYVA o CORAL

Tipo: Rotulado superior y cromado total

Cuerpos (etapas): cuatro (04)

De montaje remoto: cilindro hidráulico de cuatro cuerpos cromados, bomba hidráulica de 48 gpm @ 1800 rpm. Presenta comando neumático accionado de filtros de succión y retorno en la línea hidráulica

Comando:

Válvula direccional, neumática, de palanca, ubicada en el tablero de control.

Fin de curso: Sistema limitador de carrera (alargamiento = ángulo de volteo de la tolva), controlado por una válvula de accionamiento neumático.

Contenedor: 24 glns. De fluido hidráulico (hidrolina). Visor de nivel de aceite.

Filtrado:

Equipado con sistema de alto rendimiento, que contiene: filtro de aire (tapa de llenado), filtro de retorno, Cedazo (ducto de llenado).

Acabado:

Tratamiento general anticorrosivo, previo Arenado y dos manos de esmalte sintético industrial.

Accesorios:

Puntales rebatibles, escalera de acceso a la tolva, escarpines de jebe, portatacos. La ubicación de la tolva en el chasis considera un voladizo de 1,290 mm.

Análisis de Reducción de cabina L1H1

Resultados sin considerar tolva. (Vease Tabla N° 35 y 36)

FM 6x4, 8+26, 12x20"	2.62 mt
FM 6x4, 9+32, 12x20"	2.73 mt

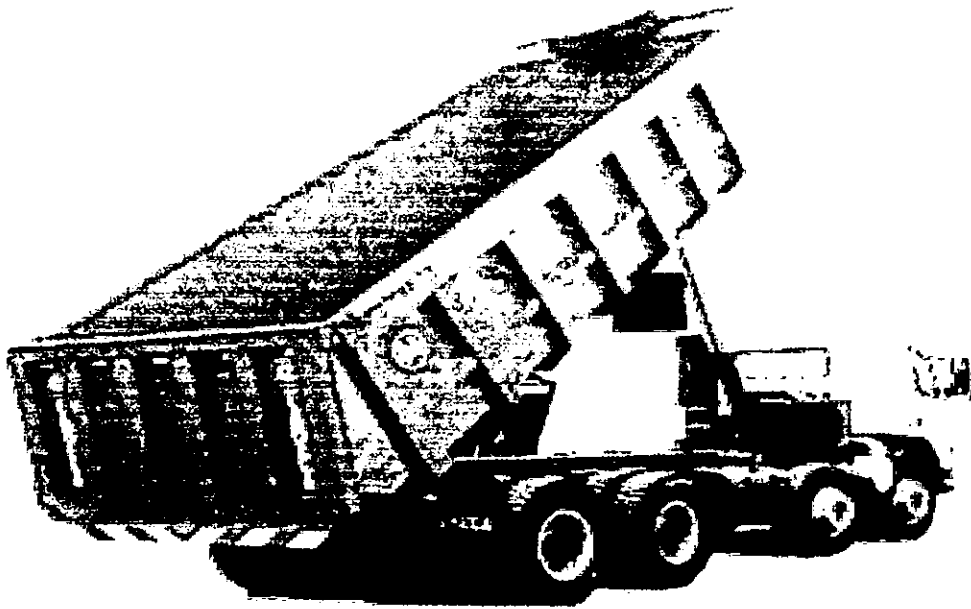
Tabla N° 35

Resultados aproximados considerando tolva vacía.

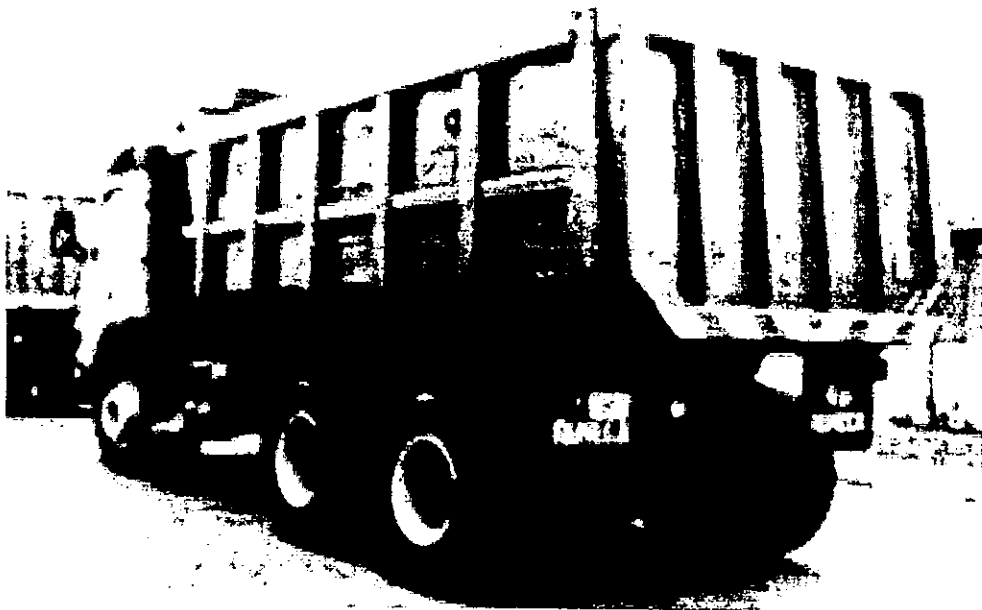
FM 6x4, 8+26, 12x20"	2.60 mt
FM 6x4, 9+32, 12x20"	2.70 mt

Tabla N° 36

MODELOS DE TOLVA



Tolva Semi roquera piso plano - Minera



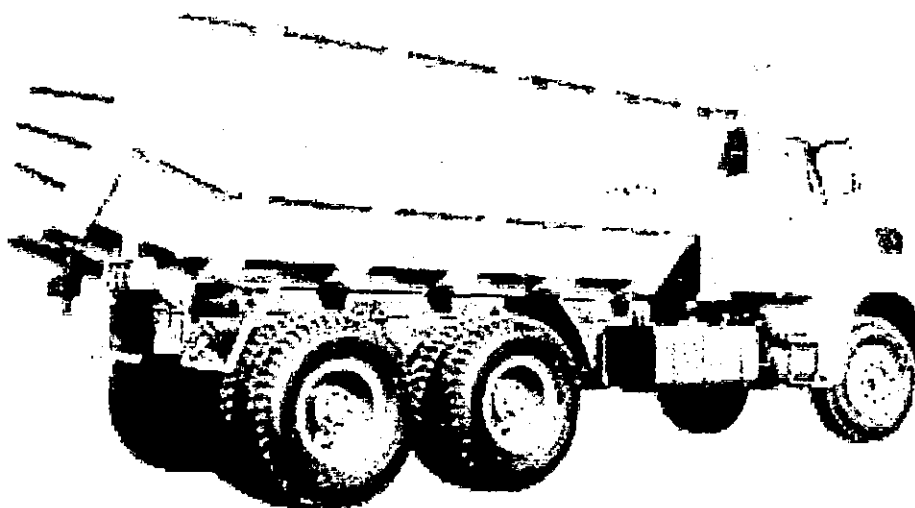
Tolva Semi roquera

Lamina N° 38

MODELOS DE TOLVA



Tolva Semi roquera circular

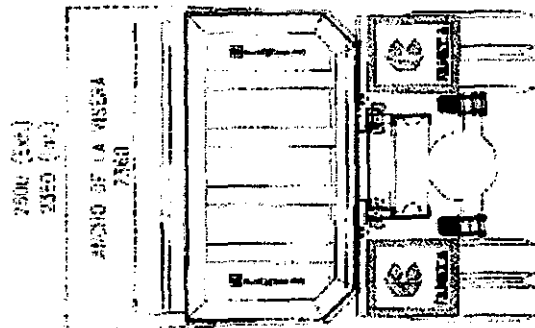
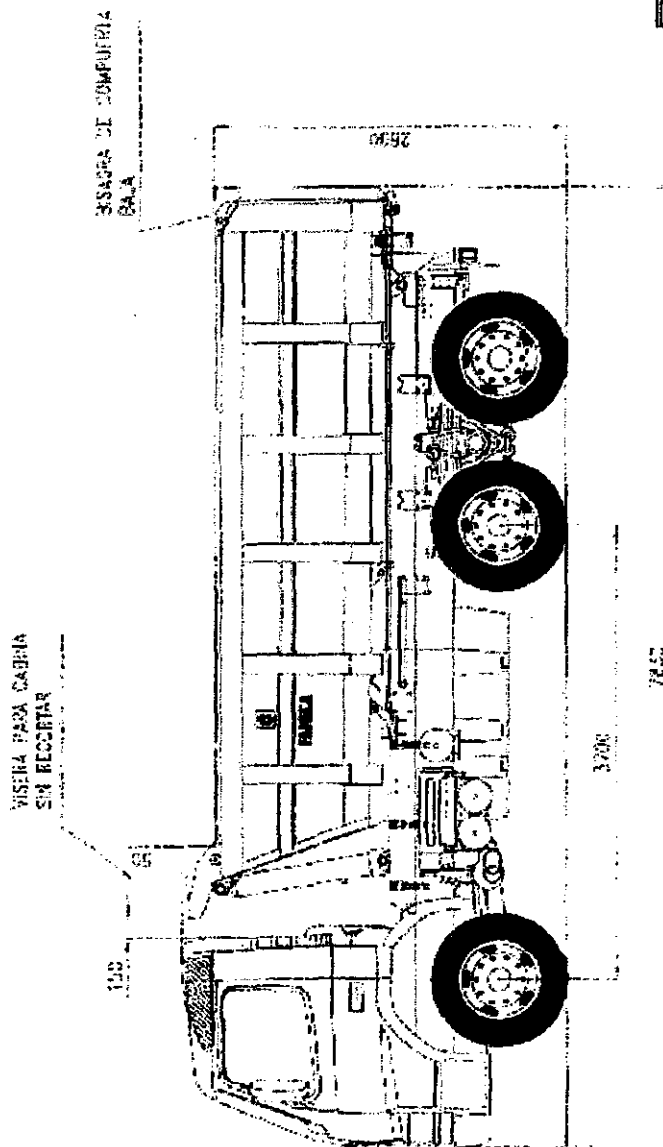


Tolva roquera

Lamina N° 39

VOLVO

FM 6X4



FAMELA

Procesador de datos
Taller de pintura y carrocería
Repuestos y
Pinturas

Industria de Vehículos Pesados S.A. - P.O. Box 123 - Lima, Perú

CONFIRMAR EL MODELO A FABRICAR

Modelo: FM 6X4 - 123 - 50

Código: 123456789 - 123456789

Referencia: S.A. E. 123456789

Lamina N° 40

Modificación de cabina:

Los trabajos de modificación de cabina incluyen las siguientes actividades: (Vease Lamina N° 41).

- Desmontaje de tapiz de techo, respaldar y laterales.
- Desmontaje de asientos, tapiz de puerta y accesorios de cabina.
- Trazado de cabina y corte de techo con equipo de plasma de acuerdo a las nuevas especificaciones de altura.
- Retrabajar postes laterales y preparación del techo original y montaje del mismo techo respetando la nueva altura requerida.
- Modificar marcos de puertas de acuerdo a la nueva medida.
- Modificar y re trabajar marco de luna parabrizo a la nueva altura.
- Aplicado de soldadura SISTEMA MIG en el contorno de la cabina modificada.
- Retrabajar el tapiz respaldar, laterales y de las puertas.

d. Condiciones de operatividad y maniobrabilidad:

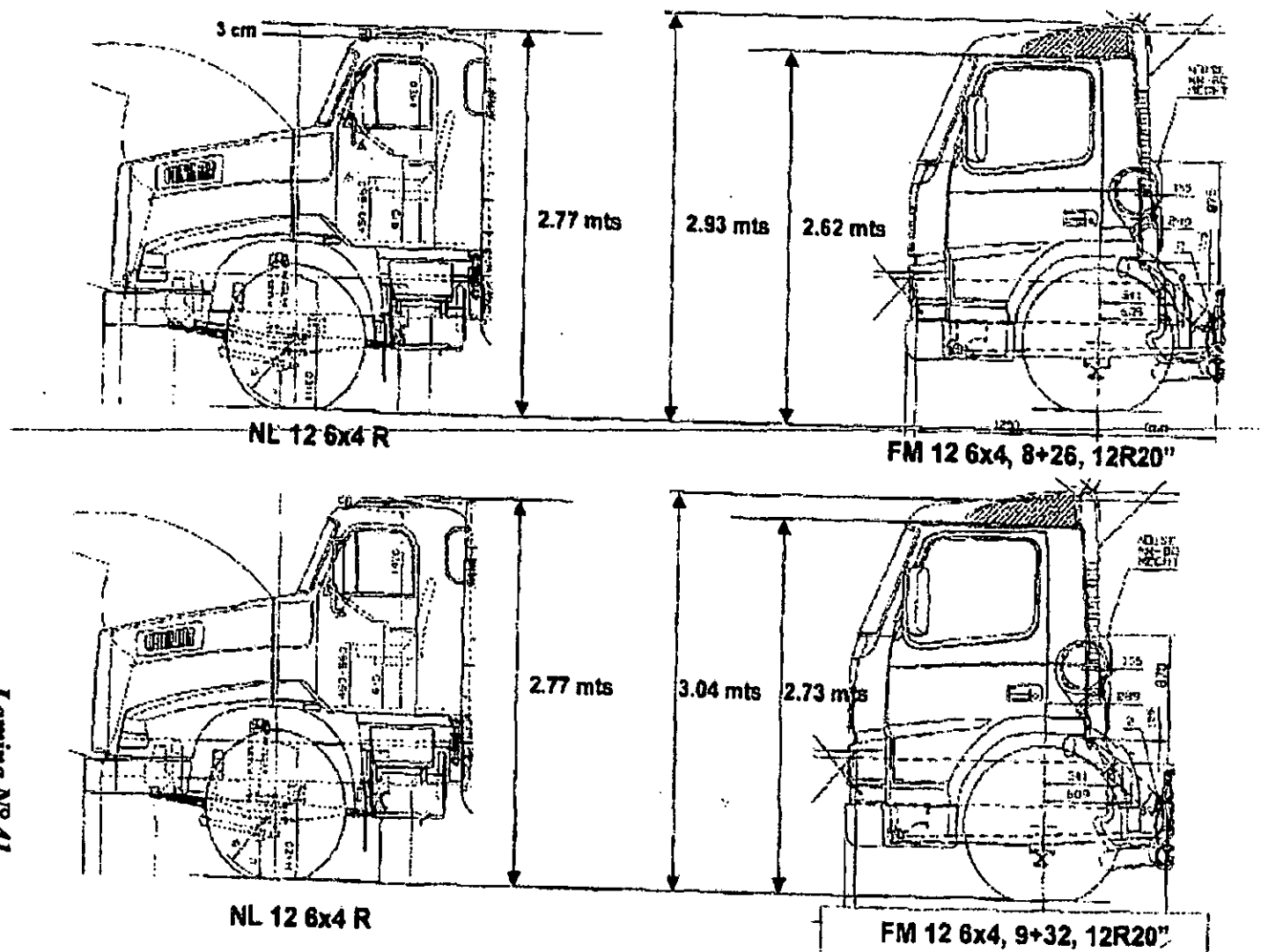
Dentro de las condiciones operativas tenemos características de las vías de acarreo, transporte y como características de los equipos la relación peso bruto/ capacidad de carga, vida útil del equipo.

El tiempo de transporte de material interior mina es afectado por las siguientes razones:

- Las duras condiciones ambientales (oscuridad, polvo, a veces humedad).
- La larga duración temporal de la mina que, por tanto, se le exige a la maquinaria, a la que hay que añadir la saturación de trabajo de los equipos.
- La diferente ~~condición~~ de cada mina.
- El desplazamiento continuo de frentes y talleres.
- La necesidad de un ~~espacio~~ mínimo, tanto para la carga y descarga como para el transporte. La sección residual de una galería en un momento dado es la que determina la necesidad de iniciar los trabajos de «estaja» para recuperar el hueco que se ha ido cerrando.
- La frecuente presencia de agua en la mina, que disminuye los rendimientos de las unidades al circular éstas sobre soleras con barro y al aumentar la formación de baches y socavones.

Análisis reducción de altura cabina L1H1 – Versión 1

Comparación contra NL12 6x4 R



Lamina Nº 41

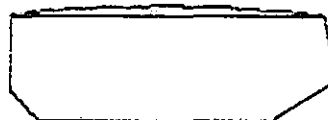
- La falta de mantenimiento para conservar el estado de las vías, el problema se agudiza si desde el contrato no se ha enfatizado la responsabilidad de este.
- Emisiones de monóxido de carbono que sobrepasen las 1,000 ppm.
- Falta de regulación del sistema de frenos.
- Deficiente ventilación en la labor.
- Mal diseño de cámaras sobre todo en el radio de curvatura. Las limitaciones de espacio y las dificultades para circular y controlar el transporte.

Medida de la capacidad

- Los camiones que tienen una tolva miden su capacidad por medio de su capacidad volumétrica. Si la carga fuera un material líquido, la capacidad sería el volumen de la tolva, trazando una línea horizontal por los bordes superiores; este es el volumen a ras. Pero los materiales que se transportan suelen conformarse en una pila o cúmulo en el centro. Esta prominencia implica físicamente un mayor volumen que el anterior, denominado volumen colmado.
- Este volumen en la tolva traducido a un peso debe relacionarse con la capacidad gravimétrica del camión, que es la máxima carga capaz de transportar, expresada en peso.
- El volumen colmado asume que el acomodo del material tiene un cúmulo en el centro con una pendiente 2:1 hacia los extremos de la tolva. Para determinar la capacidad colmada real de una unidad es necesario saber la capacidad a ras, la longitud y ancho de la tolva y la pendiente con la cual el material permanece estable mientras el vehículo viaja (ángulo de reposo). Véase Lamina N° 42.



a) Capacidad colmada, 2:1.



b) Capacidad a ras.

Lamina N° 42

Cálculo de la producción de los camiones

La capacidad productiva de un camión depende del tamaño de su carga y el número de viajes que es capaz de realizar en una hora. Los tiempos de viaje y retorno

dependerán de la potencia del motor, el peso del vehículo, las distancias de acarreo y retorno y las condiciones del camino.

Calculo de FTN para camión volquete FM 6x4R:

Gradiente: 13%

Peso equipo vacío: 9.11 ton

Peso tolva: 5.20 ton

Peso Tara: 14.31 ton

Peso carga: 25.27 ton

Peso Total: 39.58 ton

Rr = 40 kg/ ton

$FTN = ((10 \text{ kg/ton} \times 13\%) + 40 \text{ kg/ton})) \times (39.58 \text{ ton})$

$FTN = (41.3 \text{ kg/ ton}) \times (39.58 \text{ ton})$

FTN = 1635 kg

e. Servicio de Mantenimiento y Reparación:

Atlantic Mining es la responsable por velar por el mantenimiento del equipo, todos los mantenimientos son ejecutados en los talleres de superficie.

6.5 Parámetros generales de labores a ejecutar (Véase Tabla N° 37 y 38)

PARAMETROS GENERALES LABOR 4.5 x 4.5 M

Sección:	4.50 x 4.50	m
Cuneta 0.50 m x 0.40 m:	0.50 x 0.40	m
Densidad desmonte:	2,80	ton/ m3
Longitud de barra de perforación (12 ft):	3,66	m
Eficiencia de perforación:	92	%
Longitud efectiva de perforación:	3,36	m
Eficiencia de voladura:	90	%
Rendimiento:	3,00	m/ disparo
Numero taladros perforados:	43,00	
Numero taladros disparados:	40,00	
Rendimiento perforación jumbo 51 mm:	55,00	m perf/ hr
Rendimiento perforación jumbo 89 mm:	29,00	m perf/ hr
Rendimiento de limpieza scoop a 150 m desmonte:	45,31	ton/ hr
Rendimiento carguío desmonte con volquete:	97,23	ton/ hr
Volumen roto = $(4.50 \times 4.50 \times 3.00) + (0.50 \times 0.40 \times 3.00)$	61,35	m3
Tonelaje roto = 61.35×2.80	171,78	ton
Total Metros perforados 51 mm = (43×3.36)	144,69	m perf
Total Metros perforados 89 mm = (3×3.36)	10,09	m perf
Tiempo total de perforación = $(144.69/ 55) + (10.09/ 29)$	2,98	Hr/ disp
Horas limpieza con scoop = $171.78/ 45.31$	3,79	Hr/ disp
Horas carguío a volquete con scoop = $171.78/ 97.23$	1,77	Hr/ disp

Tabla N° 37

PARAMETROS GENERALES LABOR 3.5 x 3.5/ 3.0 x 3.0 M

Sección:	3.50 x 3.50	m	Sección:	3.00 x 3.00	m
Densidad desmonte:	2,80	ton/ m3	Densidad desmonte:	2,80	ton/ m3
Longitud de barra de perforación (12 ft):	3,66	m	Longitud de barra de perforación (12 ft):	3,66	m
Eficiencia de perforación:	90	%	Eficiencia de perforación:	90	%
Longitud efectiva de perforación:	3,29	m	Longitud efectiva de perforación:	3,29	m
Eficiencia de voladura:	85	%	Eficiencia de voladura:	85	%
Rendimiento:	2,80	m/ disparo	Rendimiento:	2,80	m/ disparo
Numero taladros perforados:	37,00		Numero taladros perforados:	34,00	
Numero taladros disparados:	35,00		Numero taladros disparados:	32,00	
Rendimiento perforación jumbo 51 mm:	55,00	m perf/ hr	Rendimiento perforación jumbo 51 mm:	55,00	m perf/ hr
Rendimiento perforación jumbo 89 mm:	29,00	m perf/ hr	Rendimiento perforación jumbo 89 mm:	29,00	m perf/ hr
Rendimiento de limpieza scoop a 150 m desmonte:	45,31	ton/ hr	Rendimiento de limpieza scoop a 150 m desmonte:	45,31	ton/ hr
Rendimiento carguio desmonte con volquete:	97,23	ton/ hr	Rendimiento carguio desmonte con volquete:	97,23	ton/ hr
Volumen roto = (3.50 x 3.50 x 2.80)	34,28	m3	Volumen roto = (3.00 x 3.00 x 2.80)	25,18	m3
Tonelaje roto = 34.28 x 2.80	95,97	ton	Tonelaje roto = 25.18 x 2.80	70,51	ton
Total Metros perforados 51 mm = (35 x 3.29)	121,80	m perf	Total Metros perforados 51 mm = (32 x 3.29)	111,92	m perf
Total Metros perforados 89 mm = (3 x 3.29)	6,58	m perf	Total Metros perforados 89 mm = (2 x 3.29)	6,58	m perf
Tiempo total de perforación = (121.80/ 55) + (6.58/ 29)	2,44	Hr/ disp	Tiempo total de perforación = (111.92/ 55) + (6.58/ 29)	2,26	Hr/ disp
Horas limpieza con scoop = 95.97/ 45.31	2,12	Hr/ disp	Horas limpieza con scoop = 70.51/ 45.31	1,56	Hr/ disp
Horas carguío a volquete con scoop = 95.97/ 97.23	0,99	Hr/ disp	Horas carguío a volquete con scoop = 70.51/ 97.23	0,73	Hr/ disp

Tabla N° 38

6.6 Calculo de costos directos

Es la sumatoria de valores reales o financieros utilizados en la producción de una actividad, en este caso esta referido al metro de avance.

Fines del Costo:

Conocer el valor de la actividad (gasto con respecto al producto)

Analizar las labores que intervienen y sus propios requerimientos.

Sirve de base para la toma de decisiones posteriores.

6.6.1 Mano de Obra

a. Determinación del costo fijo de mano de obra

El costo de mano de obra del personal obrero que llevara a cabo el proyecto será considerado como costo fijo de planilla mensual, el mismo que será determinado por el número de personal obrero (incluido sistema acumulativo 14x7), de acuerdo a los costos de jornales este deberá provisionar las leyes y beneficios sociales.

La incidencia del personal cargador y disparador viene incluida en el costo directo.

b. Dilución del costo fijo en US\$/ mt avance

El costo de planilla será diluido entre el metrado critico por mes, el mismo que se ha calculado tomando parámetros como horas efectivas de trabajo, numero de frentes, tipo de sostenimiento, capacidad operativa de equipos. (Véase Tabla N° 39). Para este ejercicio se tendrán 2 frentes inicialmente, de los cuales solo el Xc 810 sera de manera permanente.

CALCULO DE PLANILLA FIJA

Descripción	Cant	Und	Total H Hombre	Costo Mano de Obra	Epp + Herramientas	Total US\$
Jumbero	3	hb mes	591,27	4,34	0,61	2.926
Ayud. Jumbero	3	hb mes	591,27	3,10	0,61	2.197
Scoopero	3	hb mes	591,27	3,93	0,61	2.683
Total	9					7.806

Avances	Sección	Avance mt	%	Total US\$	Mo US\$	US\$ Mo/ MI
XC 810 NE	4.5 x 4.5	75	0,50	7.806	3.903	52,04
BP 093	4.5 x 4.5	75	0,50	7.806	3.903	52,04
Total		150	1,00		7.806	52,04

Tabla N° 39

6.6.2 Materiales y herramientas

a. Aceros de perforación para jumbo

Se ha diferenciado el costo de aceros de perforación para taladros de 51 mm (producción) y 89 mm (alivio). (Véase Tabla N° 40).

COSTO ACEROS DE PERFORACION JUMBO

Descripción	Vida Util (pp)	Costo US\$	Costo US\$/ pp
Barra de perforación 12 ft MF	11,500	345.40	0.0300
Copas 51 mm	1,200	66.00	0.0550
Shank Adapter	11,500	214.50	0.0187
Rimadora 69mm	1,500	396.00	0.2640
Adaptador piloto	1,500	129.80	0.0865
Copas de afilado	10,000	121.00	0.0121
Aguzadora de copas	50,000	1,760.00	0.0352
Costo aceros de perforación 51 mm			0.1510
Costo aceros de perforación 89 mm			0.4465

Tabla N° 40

b. Aceros de perforación para jack leg

Se ha tomado la opción de trabajar con aceros de perforación tipo integrales de 8, 6 y 4 pies, dado la baja utilización que tendrán para realizar trabajos de estándares en la mina. Para cada caso la longitud efectiva de perforación será 0.50 pies menor a la longitud de la barra por la deducción de la longitud del collarín, y el espacio reducido por el accionamiento de la grampa. (Véase Tabla N° 41).

COSTO ACEROS DE PERFORACION JACK LEG

Descripción	Cantidad	Costo US\$	Vida Util (pp)	Costo US\$ /pp
Barreno de 8 pies	1.00	88.22	700	0.126
Barreno de 6 pies	1.00	78.55	700	0.112
Barreno de 4 pies	1.00	70.09	700	0.100
Barreno de 2 pies	1.00	63.45	700	0.091
Afiladora	1.00	2666.67	10,000,000	0.000
Piedra esmeril	1.00	88.42	6,000	0.015
Aceite de perforación c/ disp	0.60	1.21	138	0.005
Manguera de 1" (m) c/ 150 disp	30.00	2.48	20,625	0.004
Manguera de 1/2" c/ 150 disp	30.00	1.11	20,625	0.002
Válvulas de 1" c/ 150 disp	2.00	17.34	20,625	0.002
Conexiones c/ 150 disp	10.00	4.95	20,625	0.002
Costo de perforación con Barra de 8 ft			US\$ x pp	0.138
Costo de perforación con Barra de 6 ft			US\$ x pp	0.132
Costo de perforación con Barra de 4 ft			US\$ x pp	0.126

Tabla N° 41

Ejemplo:

Para barra de 8 ft = accesorios + (0.091/A + 0.100/B + 0.112/C + 0.126/D)/E

El consumo de aceite es de 1/5 de litro de aceite por cada hora de trabajo y por cada 3 m³/ min de aire comprimido. En este caso como se trata de 3.0 hr de perforación el consumo de aceite será 0.60 lts/ disparo.

c. Implementos de seguridad personal de avances

Para el caso de la supervisión no se incluye ropa jebe y guantes de neoprene. (Vease Tabla N° 42).

COSTO IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD AVANCE

Descripción	V. Util meses	V. Util Gdías	PU US\$	PU US\$/ Tarea	PU US\$/ hr
Focos lámparas mineras	6.00	150.00	16.50	0.11	0.014
Casco minero	12.00	300.00	12.98	0.04	0.005
Tafílete casco	2.00	50.00	4.02	0.08	0.010
Mameluco Denine 14 Oz	6.00	150.00	19.80	0.13	0.017
Correa Portalámpara	12.00	300.00	3.85	0.01	0.002
Botas de Jebe	3.00	75.00	15.95	0.21	0.027
Respirador	6.00	150.00	16.02	0.11	0.013
Filtro respirador	0.50	12.50	9.80	0.78	0.098
Pre- Filtro		0.50	0.22	0.44	0.055
Guantes de cuero	1.00	25.00	3.85	0.15	0.019
Tapón de oídos	1.00	25.00	1.21	0.05	0.006
Saco de jebe	3.00	75.00	9.35	0.12	0.016
Pantalón de jebe	3.00	75.00	9.35	0.12	0.016
Guantes Neoprene	1.00	25.00	5.01	0.20	0.025
Lentes perforac.	1.00	25.00	3.85	0.15	0.019
Costo implementos de seguridad (Avances)				US\$/ Hora	0.341
Costo implementos de seguridad (Supervisores)				US\$/ Hora	0.285

Tabla N° 42

d. Implementos de seguridad personal de sostenimiento

Para el personal de sostenimiento se adicionara arnés y línea vida para los trabajos de altura y lentes especiales para shotcrete. (Vease Tabla N° 43).

COSTO IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD SOSTENIMIENTO

Descripción	V. Util mes	V. Util gdía	PU US\$	PU US\$/ tarea	PU US\$/ hr
Focos lámparas mineras	6.00	150.00	16.50	0.11	0.014
Casco minero	12.00	300.00	12.98	0.04	0.005
Tafílete casco	2.00	50.00	4.02	0.08	0.010
Mameluco Denine 14 Oz	6.00	150.00	19.80	0.13	0.017
Correa Portalámpara	12.00	300.00	3.85	0.01	0.002
Botas de Jebe	3.00	75.00	15.95	0.21	0.027
Respirador	6.00	150.00	16.02	0.11	0.013
Filtro respirador	0.50	12.50	9.80	0.78	0.098
Pre- Filtro		0.50	0.22	0.44	0.055
Guantes de cuero	1.00	25.00	3.85	0.15	0.019
Tapón de oídos	1.00	25.00	1.21	0.05	0.006
Saco de jebe	3.00	75.00	9.35	0.12	0.016
Pantalón de jebe	3.00	75.00	9.35	0.12	0.016
Guantes Neoprene	1.00	25.00	5.01	0.20	0.025
Lentes Shotcreteros	1.00	25.00	12.32	0.49	0.062
Arnes y línea de Vida	6.00	150.00	88.00	0.59	0.073
Costo implementos de seguridad (sostenimiento)				US\$/ Hora	0.457

Tabla N° 43

e. Herramientas del personal

Las herramientas serán consideradas solo para el personal obrero. (Vease Tabla N° 44).

COSTO IMPLEMENTOS DE HERRAMIENTAS

Descripción	Cantidad	vida útil meses	vida útil gdía	costo US\$	costo US\$/ Hr
Lampa	2.00	2.00	50.00	8.12	0.041
Pico	1.00	2.00	50.00	8.79	0.022
Martillo 6 lbs.	1.00	3.00	75.00	10.37	0.017
Llave Stilson # 18	1.00	6.00	150.00	28.87	0.024
Llave Stilson # 14	1.00	6.00	150.00	20.49	0.017
Barretillas 8'	1.00	2.00	50.00	13.53	0.034
Barretillas 10'	1.00	2.00	50.00	13.53	0.034
Mochila explosivos	2.00	2.00	50.00	3.72	0.019
Atacador	3.00	1.00	25.00	1.20	0.018
Otros % del total	20.00%				0.045
Costo herramientas personal obrero				US\$/ hora	0.270

Tabla N° 44

f. Perforadora

La tarifa para las máquinas perforadoras se expresará en US\$/ pp. tomando en consideración los datos históricos de consumo y vida útil de repuestos, también se analizará la utilización que tendrá la máquina en pies perforados al mes.

Costo de repuestos:

Se considera como vida útil de perforadora 120,000 pies perforados. (Vease Tabla N° 45).

COSTO DE REPUESTOS PERFORADORA

DESCRIPCION	COSTO US	VIDA UTIL pp	# REPUESTOS A EMPLEAR	COSTO REP. US/ pp
Chuck bushing (7/8" hex.)	149.65	14260	8.42	1,259.33
Piston 260B (3-1/8")	288.03	20000	6.00	1,728.18
Chuck nut	136.00	39700	3.02	411.08
Rifle nut	117.88	29050	4.13	486.94
Water tube (estándar)	17.43	35700	3.36	58.59
Front cylinder bushing	178.35	64000	1.88	334.41
Rifle bar (reversible)	53.50	68000	1.76	94.41
Tuerca Ciega	42.00	85000	1.41	59.29
Conjunto de trinquete	41.30	18150	6.61	273.06
TOTAL COSTO DE REPUESTOS U \$				4,705.29

879.89

Total Costo de Repuestos US\$	5,585.18
--------------------------------------	-----------------

81.30% Repuestos con mayor frecuencia de uso
18.70% Repuestos Menores

Tabla N° 45

Tarifa en US\$/ pp:

Los pies perforados estimados por año para un tipo de roca II, viene dada por las siguientes condiciones:

Disparos mes: 25

Long. Efectiva perforación por taladro: 5.5 pies

Taladros perforados/ guardia: 25

Pies perforados por mes: 3,438

Pies perforados por año: 41,250

Vida Util: 120,000/ 42,000 = 3 años

Los términos de financiamiento de las maquina perforadoras serán a una tasa de 12% anual durante un periodo de tres años. (Vease Tabla N° 46).

Considerando 12% de interés anual

$$\text{Valor interés} = \text{Precio} \times (1 + i)^{n-1}$$

Interés: 1,761.44 US\$

Interés (\$/pp): 1,761.44 / 120,000 = 0.015 US\$/ pp.

El costo del mecánico de perforadoras se diluirá entre un mínimo de 20 perforadoras:

Costo mano de obra mecánico: 992.00 \$/ mes

Costo mecánico: 992.00/ (20 x 3500) = 0.014 US\$/ pp

COSTO DE MAQUINA PERFORADORA

Descripción	Costo \$/ pp	
I. VALOR DE DEPRECIACION		
1. Costo adquisición	US\$	4,350
2. Costo de mantenimiento y repuestos	US\$	5,585
3. Valor neto a depreciar	US\$	4,350
4. Vida útil en pies perforados	pp	120,000
II. COSTO DE PROPIEDAD		
5. Depreciación (3)/(4)	US\$/ pp	0.036
6. Pies perforados al año	pp	41,250
7. Vida Útil en años "n"	años	3.00
8. Costo financiero	US\$/ pp	0.015
9. Costo de Propiedad: ((5)+(8))	US\$/ pp	0.051
III. COSTO DE OPERACION		
10. Costo de repuestos	US\$/ pp	0.047
11. Costo mantenimiento	US\$/ pp	0.015
12. Costo de Operación	US\$/ pp	0.062
COSTO TOTAL	US\$/ pp	0.113

Tabla N° 46

6.6.3 Equipos Track less

La adquisición de los equipos de perforación y limpieza para el presente proyecto se dio a través de un arrendamiento financiero "leasing" con el Banco Scotiabank.

Leasing financiero

Para practicar el leasing el financiador se supone que alquila inicialmente a la Empresa los bienes que este necesita para el cumplimiento total de la garantía de este arriendo (cuyas cuotas igualaran finalmente al precio de venta del "util alquilado", es el propio bien arrendado en tanto que este no sea aun propiedad de la Empresa. El camión volquete para la evacuación de desmonte será proporcionado por el consorcio Atlantic Mining.

6.6.3.1 Términos de Financiamiento:

Los términos de financiamiento otorgados por el Banco Scotiabank, son por un periodo de 3 años (36 meses) a una tasa de 9% anual. (Vease Tabla N° 47 y N° 48).

Así mismo por comisión de estructuración del préstamo asigna un 1% del valor de venta del equipo (incluido IGV).

a. *Valor de venta de equipos (*)*:

Jumbo RB 281 (1 brazo): US\$ 354,737 (Sin IGV)

Scoop ST 3.5: US\$ 310,000 (Sin IGV)

(*) Precio CIF (Cost, Insurance and Freight, costo seguro y flete), es decir el precio de adquisición del bien puesto en el Puerto de destino o del comprador. En estos casos los costos de embarque, impuestos, seguros y fletes al puerto de destino es a cuenta de Atlas copco.

b. *Comisión de estructuración del Banco*:

Esta comisión se emplea para la inversión que demande la evaluación técnica económica que hace el banco sobre los equipos, cliente, tasaciones de lo bienes, etc.

Jumbo RB 281 (1 brazo)

$1\% \times (\text{US\$ } 354,737) \times (1 + 19\%)$: US\$ 4,221.37

Scoop ST 3.5

$1\% \times (\text{US\$ } 310,000) \times (1 + 19\%)$: US\$ 4,531.52

c. *Interés*:

El interés se considera sobre el costo de empleo del capital para este caso se trabajara con una tasa de 9% anual a un periodo de 36 meses calendarios.

$$I: A \times (1 + i)^n - 1$$

A: Monto invertido, monto del préstamo. (Valor de venta mas comisiones, estructuración del crédito).

i: Tasa de interés

n: periodos de cuotas de devolución

Ejemplo:

El interés para la primera cuota durante el primer mes del jumbo será:

$$A: \$354,737 + \$4,221.37 = \$358,958.37$$

i: 9%

$$I: 358,958.37 \times (1 + 9\%)^{1/12} - 1 = \$ 2,587.13$$

d. Amortización:

El valor del capital invertido estará calculado a través de monto de amortización.

$$a: (A \times (1+i)^n \times i) / ((1+i)^n - 1)$$

Ejemplo:

El capital para la primera cuota durante el primer mes del jumbo será:

$$A = (358,958.37 \times (1+9\%)^3 \times 9\%) / ((1+9\%)^3 - 1) = \$ 141,808.21$$

$$A = \$ 141,808.21 / 12 = \$ 11,356.20$$

El tiempo de retorno mínimo de inversión para los equipos es de 3 años

6.6.3.2 Tarifa horaria de equipos:

Los costos por hora de posesión y de operación de un modelo de máquina pueden variar mucho, pues están afectados por muchos factores: el tipo de trabajo, los precios locales de combustibles y lubricantes, los costos de envío de la fábrica, la tasa de interés.

Calculo de costo de posesión:

Para poder proteger la inversión en el equipo y poder reemplazarlo, el usuario debe recuperar durante la vida útil de la máquina una cantidad igual a la pérdida del valor de la reventa mas los otros costos de posesión del equipo incluyendo los intereses, seguros e impuestos. (Disminución del valor por obsolescencia o por desgaste por operación del equipo, o fondo de reposición).

Por lo tanto, es imperativo que se elijan cuidadosamente los periodos de depreciación y que los cálculos sobre los costos de posesión y de operación se basen en la vida útil de la maquina.

Se considera que también hay otros factores además de las condiciones de trabajo que afectan el tiempo de depreciación, tales como el deseo de acelerar la recuperación del dinero invertido, la compra de una maquina para una obra de duración específica, las condiciones económicas de lugar, la disponibilidad de divisas para la compra de repuestos, las practicas de mantenimiento son determinantes para calcular la vida útil de la maquina.

EJERCICIO DE LEASING JUMBO RB 281

Ejercicio corrida leasing jumbo 281 (1 brazo)
Flujos no incluyen IGV

9.00%

Periodo	Valor máquina	Comisión estructural	Cuota inicial	Capital	Interes	Porte	Opción de compra	Flujo
0	-354,737.00	-4,221.37	0.00					-358,958.37
1				8,769.07	2,587.13			11,356.20
2				8,832.27	2,523.93			11,356.20
3				8,895.93	2,460.27			11,356.20
4				8,960.04	2,396.15			11,356.20
5				9,024.62	2,331.58			11,356.20
6				9,089.66	2,266.53			11,356.20
7				9,155.17	2,201.02			11,356.20
8				9,221.16	2,135.04			11,356.20
9				9,287.62	2,068.58			11,356.20
10				9,354.56	2,001.64			11,356.20
11				9,421.98	1,934.22			11,356.20
12				9,489.89	1,866.31			11,356.20
13				9,558.28	1,797.91			11,356.20
14				9,627.17	1,729.02			11,356.20
15				9,696.56	1,659.64			11,356.20
16				9,766.44	1,589.75			11,356.20
17				9,836.83	1,519.36			11,356.20
18				9,907.73	1,448.48			11,356.20
19				9,979.14	1,377.06			11,356.20
20				10,051.06	1,305.13			11,356.20
21				10,123.50	1,232.69			11,356.20
22				10,196.47	1,159.73			11,356.20
23				10,269.96	1,086.24			11,356.20
24				10,343.98	1,012.22			11,356.20
25				10,418.53	937.67			11,356.20
26				10,493.62	862.58			11,356.20
27				10,569.25	786.95			11,356.20
28				10,645.42	710.77			11,356.20
29				10,722.15	634.05			11,356.20
30				10,799.43	556.77			11,356.20
31				10,877.28	478.93			11,356.20
32				10,955.66	400.54			11,356.20
33				11,034.62	321.58			11,356.20
34				11,114.15	242.05			11,356.20
35				11,194.25	161.94			11,356.20
36				11,274.93	81.26		1.00	11,357.20
				0.00	358,958.37	49,864.68	0.00	1.00

Costo efectivo incluido portes y opción compra **9.00%**

Tabla N° 47

EJERCICIO DE LEASING SCOOP ST 3.5

Ejercicio corrida leasing scoop ST 3.5
Flujos no incluyen IGV

9.00%

Periodo	Valor máquina	Comisión estructural	Cuota inicial	Capital	Interes	Porte	Opción de compra	Flujo
0	-310,000.00	-3,689.00	0.00					-313,689.00
1				7,663.17	2,260.86			9,924.03
2				7,718.40	2,205.63			9,924.03
3				7,774.03	2,150.00			9,924.03
4				7,830.06	2,093.97			9,924.03
5				7,886.50	2,037.53			9,924.03
6				7,943.34	1,980.69			9,924.03
7				8,000.59	1,923.44			9,924.03
8				8,058.25	1,865.78			9,924.03
9				8,116.33	1,807.70			9,924.03
10				8,174.82	1,749.21			9,924.03
11				8,233.74	1,690.29			9,924.03
12				8,293.09	1,630.94			9,924.03
13				8,352.86	1,571.17			9,924.03
14				8,413.06	1,510.97			9,924.03
15				8,473.70	1,450.34			9,924.03
16				8,534.77	1,389.26			9,924.03
17				8,596.28	1,327.75			9,924.03
18				8,658.24	1,265.79			9,924.03
19				8,720.64	1,203.39			9,924.03
20				8,783.49	1,140.54			9,924.03
21				8,846.80	1,077.23			9,924.03
22				8,910.56	1,013.47			9,924.03
23				8,974.78	949.25			9,924.03
24				9,039.46	884.57			9,924.03
25				9,104.61	819.42			9,924.03
26				9,170.23	753.80			9,924.03
27				9,236.33	687.70			9,924.03
28				9,302.90	621.13			9,924.03
29				9,369.95	554.08			9,924.03
30				9,437.48	486.55			9,924.03
31				9,505.50	418.53			9,924.03
32				9,574.01	350.02			9,924.03
33				9,643.01	281.02			9,924.03
34				9,712.51	211.52			9,924.03
35				9,782.51	141.52			9,924.03
36				9,853.02	71.01		1.00	9,925.03
			0.00	313,689.00	43,576.09	0.00	1.00	

Costo efectivo incluido portes y opción compra 9.0%

Tabla N° 48

Por ejemp. Las condiciones de operación de determinado equipo sugieren un periodo de depreciación de 12,000 horas para una maquina, pero a causa de los malos hábitos de mantenimiento, no seria económica retenerla por mas de 10,000 hrs. Un programa de mantenimiento bueno y consistente extiende la vida económica de un a maquina.

Guía para elegir el periodo de posesión basado en la aplicación y condiciones de operación

Valor residual al reemplazo:

Para depreciar se debe considerar el valor recuperable o de salvataje al final de su vida útil. Si bien muchos propietarios prefieren depreciar sus maquinas hasta un valor de cero, otros reconocen el valor residual proveniente de la reventa o del canje.

Este valor de salvataje oscila entre un 10 y 25% del valor de adquisición.

Cuando se utiliza el valor de la reventa o de canje para calcular los costos por hora de posesión y de operación, se debe tener en cuenta las condiciones del lugar, pues el valor de equipo usado varía mucho de un punto a otro. Sin embargo en todo mercado de maquinas de segunda mano, los factores mas importantes en el valor de reventa o de canje son las horas de servicio de la maquina, los tipos de trabajo y condición de operación que se utilizo, así como el estado en que se halla.

Costos de Operación:

Se define como costo de operación de una maquinaria a la cantidad de dinero invertido en adquirirla, hacerla funcionar, realizar trabajo y mantenerla en buen estado de conservación.

Para el caso en estudio se considera como costo de operación a la suma de los costos de maquinaria sin operar más el costo de máquina en operación.

Seguro TREC:

Seguro “Todo Riesgo Equipo de Contratista”, el costo de seguro es un 1.16% anual del valor del equipo incluido IGV, mas un 3% del valor por derecho de emisión.

Coberturas: Básica, socavón/ bajo tierra, traslado por sus propios medios, huelgas, motín, conmoción civil y terrorismo.

Ejemplo:

Pago Mensual Seguro TREC (US\$)

$$\text{Jumbo RB 281} = \frac{354737 \times (1 + 19\%) \times 1.16\% \times 1.03}{12} = 420.00$$

$$\text{Scoop ST 3.5} = \frac{310000 \times (1 + 19\%) \times 1.16\% \times 1.03}{12} = 367.00$$

a. Estimación del costo operación jumbo (\$/hr):

El presente análisis considera un alquiler mensual del equipo por concepto de posesión “costo fijo”, el adicional por costo de repuestos y consumibles sera considerado en cada estructura unitaria “costo variable”.

Debido a que la flota adquirida fue realizada a través de una garantía realizada por Volcán, para la estructuración de costos fijos prima cubrir los compromisos financieros con el Banco.

Tanto el Costo de Mecánico y la tarifa horaria del jumbo se desprende del servicio subcontratado por Atlas Copco, para encontrar el costo de repuestos fuera de contrato se ha tomado datos históricos.

Para el presente cálculo se tomara como costo fijo: cos costos financieros, reposición, intereses, seguro. Como costo variable: repuestos, filtros, llantas, combustible, lubricantes y grasas, etc.

Para el caso del costo de repuestos dentro y fuera del contrato se tomara en cuenta las horas de percusión, solo para el costo de consumibles del sistema de transmisión se aplica el horometro diesel. (Vease Tabla N° 49, 50 y 51).

Calculo de operación del jumbo en (US\$ / mes):

El costo total del equipo en operación estará sujeto a las siguientes variables:

Costo Fijo:

- Ejercicio corrida leasing Jumbo
- Fondo provisión overhaull.
- Seguro TREC (1.16% anual).

Costo Variable:

- Tarifa variable por repuestos perforadoras ACP SA.
- Repuestos sistema de percusión (fuera de contrato).
- Repuestos sistema hidráulico (fuera de contrato).
- Consumibles horometro percusión.
- Consumibles horometro diesel.

CALCULO HORAS DE PERCUSION

XC 810 NE	4.5 x 4.5	m	0,99	75	74	
BP 093	4.5 x 4.5	m	0,99	75	74	
				150	149	155,35

Debido a que el equipo solo permanecerá en una misma area de trabajo se ha estimado un total de 40 Hr. Diesel a emplear por mes.

CALCULO HORARIO JUMBO RB 281

(Costo Directo)

Costo fijo US\$						
Pago leasing jumbo RB 281		11.356	11.356	11.356	11.356	11.356
Fondo Provisión overhaull*		5.000	5.000	5.000	5.000	5.000
Seguro TREC		420	420	420	420	420
Total Costo Fijo		16.777	16.777	16.777	16.777	16.777
Costo variable US\$	US\$/ Hr					
Tarifa variable por repuestos perforadoras ACP SA	28,00	2.800	3.080	3.360	3.640	4.170
Repuestos sistema de percusión (fuera de contrato)	7,00	700	770	840	910	1.043
Consumibles sistema de percusión	3,03	303	333	363	394	451
Variable (Horometro de percusión) - A	38,03	3.803	4.183	4.563	4.944	5.664
Repuestos sistema transmisión (fuera de contrato)	8,67	347	347	347	347	347
Consumibles sistema motor diesel	9,38	375	375	375	375	375
Variable (Horometro diesel) - B	18,06	722	722	722	722	722
Total Costo Variable (A + B)		4.525	4.905	5.286	5.666	6.386
Gasto mes US\$		21.302	21.682	22.062	22.442	23.163
Tarifa Horaria US\$/ Hr percusión		213,02	197,11	183,85	172,63	155,51

* Inversión: US\$ 180.000; Plazo: 36 meses

COSTO CONSUMIBLES PARA JUMBO RB 281

Tabla N° 50

Filtros							
Filtro aceite motor	1	pza		125	5,51		0,044
Filtro petroleo	1	pza		125	4,50		0,036
Filtro aire primario	1	pza		125	14,82		0,119
Filtro de aspiración	1	pza		300	13,52		0,045
Filtro de succión	1	pza		300	14,52		0,048
Filtro de aire secundario	1	pza		100	14,82		0,148
Filtro hidráulico	3	pza		500	78,76		0,473
Filtro de compresor	1	pza		100	17,52		0,175
Filtro de transmisión	1	pza		1000	18,52		0,019
Lubricantes							
Aceite mobil Delvac MX 15W-40 (Essolube XT5)	5	gln		125	5,72		0,229
Aceite mobil hydraulic AW68 (Nuto H-68)	60	gln	1000	1000	5,00	0,30	
Aveite mobil ATF Dexrom III	8	gln		1000	9,09		0,073
Aceite mobil Lube HD 80W-90	3	gln		1000	5,82		0,017
Aceite mobil Almo 527	55	gln	200		5,45	1,50	
Grasas							
Grasa Sentinel (Synthetic Lubricants)	0,5	balde	200		492,00	1,23	
Grasa Mobilux EP-2	2	kg		125	2,58		0,041
Llantas							
Llantas 8.25 x R15	4	und		1800	242,86		0,54
Combustible							
Petroleo	1,8	gln		1	3,30		5,94
Otros							
Liquido desengrasante soluble en agua	5	gln		125	20,95		0,84
Solvente NC (Limpiador de contactos)	5	gln		125	12,35		0,49
Bateria tipo 12V-11 (11 Placas)	1	pza		1000	53,5		0,05
Trapo lavado desinfectado	5	kg		125	1,30		0,05
Total Costo Consumibles						3,03	9,38

COSTO REPUESTOS PARA JUMBO RB 281

Motor F5L912W	1	pza		12000	25.000		2,08
Transmisión							
Bomba transmisión	1	pza		6000	4.500		0,75
Motor hidrostático	1	pza		6000	4.500		0,75
Caja de transferencia	1	pza		7000	5.000		0,71
Sistema de frenos, 4 ruedas, discos	1	pza		12000	15.000		1,25
Bomba Tandem	1	pza	6000		1.800	0,30	
Bomba Hidraulica	1	pza	6000		1.600	0,27	
Ejes + Corona	1	pza		12000	8.000		0,67
Sistema Hidraulico							
Diesel	1	pza		6000	3.000		0,50
Perforación							
Bomba power pack	1	pza	10000		5.000	0,50	
Bomba rotación	1	pza	6000		2.000	0,33	
Sistema Hidraulico	1	pza	8000		1.600	0,27	
Panel hidraulico, valvulas	1	pza	6000		9.000	1,50	
Perforadora	1	pza	8000		98.000	16,33	
Cilindros hid. valv. (kit)	1	pza	6000		5.000	0,83	
Brazo, Sistema Carril							
Pluma, accesorios	1	pza	3000		13.000	4,33	
Bomba de agua y accesorios	1	pza	6000		3.500	0,58	
Sistema de agua							
Compresor de aire accesorios	1	pza	6000		5.000	0,83	
Sistema Electrico							
Diesel							
Faros	1	pza		2000	1.200		0,60
switch, relays, etc.	1	pza		3000	2.500		0,83
Alternador	1	pza		3000	700		0,23
Arrancador	1	pza		4000	1.000		0,25
Bateria	1	pza		1000	41,45		0,04
Perforacion							
Tablero, accesorios	1	pza	5000		4.000	0,80	
Tambora	1	pza	6000		4.000	0,67	
Cable electrico, accesorios	1	pza	6000		1.600	0,27	
Manguer, conexiones	1	pza	3000		5.000	1,67	
Mantenimiento de perforadora, brazo y sistema carril							
Otros reparaciones terceros	1	pza	3000		16.250	5,42	
Total Costo Repuestos						35,00	8,67

Tabla N° 51

b. Estimación del costo operación Scoop 3.5 (\$/hr):

Al igual que el Jumbo el costo fijo del equipo se valorizara a través de un alquiler mes, para el caso del costo variable este se incorporara al costo directo de la estructura unitaria.

El costo de consumibles para el caso de los filtros, grasas y lubricantes se deriva de los programas de mantenimiento programado, el costo de llantas y combustible estará sujeto al grado de utilización del equipo.

Calculo del costo de operación (US\$ / mes):

El costo total del equipo en operación estará sujeto a las siguientes variables:
(Vease Tabla N° 52 y 53).

Costo Fijo:

Ejercicio corrida leasing scoop 3.5.

Fondo provisión overhaull.

Seguro TREC (1.16% anual).

Costo Variable:

Tarifa variable por repuestos.

Consumibles para mantenimiento programado.

CALCULO HORAS DE LIMPIEZA

Horas minimas mes/ Scoop	400,00
Tarifa scoop 3.5	70,00
Valorización scoop 3.5	28.000

XC 810 NE	4.5 x 4.5	m	1,80	75	134,79	
BP 093	4.5 x 4.5	m	1,80	75	134,79	
				150	269,58	103,86

CALCULO HORARIO SCOOP ST 3.5

(Costo Directo)

\$ / Hora *	Horas minimas - Mes			
	250	300	350	400
65	16.250	19.500	22.750	26.000
66	16.500	19.800	23.100	26.400
67	16.750	20.100	23.450	26.800
68	17.000	20.400	23.800	27.200
69	17.250	20.700	24.150	27.600
70	17.500	21.000	24.500	28.000
71	17.750	21.300	24.850	28.400
72	18.000	21.600	25.200	28.800
73	18.250	21.900	25.550	29.200
74	18.500	22.200	25.900	29.600
75	18.750	22.500	26.250	30.000

Costo Fijo US\$				
Pago leasing Scoop ST 3.5	9.924	9.924	9.924	9.924
Fondo Provisión overhault*	3.333	3.333	3.333	3.333
Seguro TREC	367	367	367	367
Total Costo Fijo	13.625	13.625	13.625	13.625

Costo Variable US\$	US\$/ Hr				
A.- Aceites	1,25	312	374	436	499
B.- Grasas	0,05	13	15	18	21
C.- Filtros	1,90	474	569	664	759
D.- Repuestos y Reparación	14,68	3.670	4.405	5.139	5.873
E.- Combustible	11,55	2.888	3.465	4.043	4.620
F.- Llantas	4,48	1.120	1.344	1.568	1.792
G.- Otros	1,17	291	350	408	466
Total Costo Variable	35,07	8.768	10.522	12.276	14.029

Gasto Mes US\$	22.393	24.147	25.900	27.654
-----------------------	---------------	---------------	---------------	---------------

* Inversión: US\$ 120.000; Plazo: 36 meses

Tabla N° 52

COSTO CONSUMIBLES PARA SCOOP ST 3.5

Filtros						
Filtro de Aceite	2	pza	100	10,52	0,21	
Filtro Petroleo Primario	1	pza	100	5,08	0,05	
Filtro Petroleo Secundario	1	pza	100	5,08	0,05	
Filtro Separador de Agua	1	pza	100	21,40	0,21	
Filtro de aire Primario	1	pza	100	37,54	0,38	
Filtro de Aire Secundario	1	pza	100	19,98	0,20	
Filtro hidráulico	1	pza	400	58,71	0,15	
Filtro transmisión	1	pza	400	248,00	0,62	
Filtro de agua	1	pza	400	11,99	0,03	1,90
Lubricantes						
Aceite mobil Delvac MX 15W-40 (Essolube XT5)	10	gln	100	5,72	0,57	
Aceite mobil hydraulic AW68 (Nuto H-68)	70	gln	1.000	5,00	0,35	
Aceite mobil hydraulic AW68 (Nuto H-68), Corona	12	gln	400	5,00	0,15	
Aceite mobil Lube HD 80W-90	30	gln	1.000	5,82	0,17	1,25
Grasas						
Grasa Mobilux EP-2	2	kg	100	2,58	0,05	0,05
Llantas						
Neumáticos 17.50 x 25 Ply, L5S, Mega Caucho	4	und	2.500	2.800,00	4,48	4,48
Combustible						
Petroleo	3,5	gln	1,00	3,30	11,55	11,55
Otros						
Líquido desengrasante soluble en agua	3	gln	100	20,95	0,63	
Solvente NC (Limpiador de contactos)	3	gln	100	12,35	0,37	
Batería tipo 12V-21 (21 Placas)	1	pza	1000	127,32	0,13	
Trapo lavado desinfectado	3	kg	100	1,30	0,04	1,17
Total Consumibles					20,39	20,39

COSTO REPUESTOS PARA SCOOP ST 3.5

Motor	1,00	pza	15.000	30.000	2,00	
Transmisión, faja (convertidor)	1,00	pza	12.000	25.800	2,15	
Cuchara (over haul)	1,00	pza	12.000	7.200	0,60	
Cuchara (mantenimiento)	1,00	pza	2.000	2.100	1,05	
Sistema de frenos	1,00	pza	12.000	15.000	1,25	
Bomba Tandem	1,00	pza	6.000	4.800	0,80	
Ejes + Corona	1,00	pza	15.000	15.000	1,00	
Sistema Eléctrico						
Faros	1,00	pza	4.000	1.260	0,32	
Alternador	1,00	pza	4.000	1.200	0,30	
Arrancador	1,00	pza	6.000	1.800	0,30	
Manguera, conexiones	1,00	pza	6.000	3.600	0,60	
Pines/ bocinas/ cilindro hidráulico	1,00	pza	6.000	6.000	1,00	
Cilindro sist hid o pistón de levante (kit de sellos)	1,00	pza	6.000	9.900	1,65	
Otras reparaciones terceros	1,00	pza	6.000	10.000	1,67	
Total						14,68

Tabla N° 53

c. Estimación del costo operación por hora camión volquete (\$/ton-km):

Como valor comercial del equipo se ha tomado el valor de mercado actual proporcionado por la casa VOLVO.

Costo de maquina sin operar:

Así tenemos: (Vease Lamina N° 43)

Valor adquisición : US\$ 154,800

Fabricación de tolva : US\$ 16,900

(Cotización FAMECA)

Modificación de cabina : US\$ 2,875

(Cotización REMSINA S.R.L.)

Precio total :US\$ 174,575

Precio Llantas : US\$ 5,406.5

Precio sin llantas (Va) :US\$ 169,900 + I.G.V.

Vida económica : N = 4 años

$V_{e_{hrs}}$: 20,000 hr

Intereses : 10%

Seguros : 2.5%

SOAT : US\$ 90.00 Mes (Incluido IGV)

Valor recuperable (25%): US\$ 42,236

a. Depreciación:

$$D = \frac{V_a - V_r}{V_{e_{hrs}}} = \frac{168,945 - 42,236}{20,000} = 6.34 \text{ \$/hr}$$

b. Intereses:

$$I = \frac{(N+1) \times V_a \times \%i \times N}{(2N) \times V_{e_{hrs}}} = 2.11 \text{ \$/hr}$$

c. Seguros:

$$S = \frac{(N+1) \times Va \times \%s \times N}{(2N) \times Ve_{hrs}} = 0.53 \text{ \$/hr}$$

d. SOAT: $90.00 / 1.19 / 5,000 = 0,02 \text{ \$/hr}$

Total de Costo de Propiedad: 8.99 \\$/hr

Costo Máquina en operación: (Vease Tabla N° 54)

Total de Costo de Operación: 25.01 \\$/hr

Costo Mano de Obra:

a) Mano de Obra, Epp (3 operadores):

$$\frac{3 \times 4.21 \times 8 \times 24.64}{417 \text{ hr / mes}} = 5.98 \text{ \$/hr}$$

COSTO TOTAL OPERACIÓN (Directo):

A + B + C: 39.98 \\$/ hr

COSTO DE OPERACIÓN CAMION VOLQUETE

Descripción	Cantidad	Unidad	Hr / Cambio	Precio US\$	US\$ / Hr	US\$ / Hr
A.- Filtros						
Filtro de aire primario - AF4888	1	pza	500	17,45	0,03	
Filtro de aire secundario - AF6888	1	pza	500	46,97	0,09	
Filtro de petróleo - AF5074	2	pza	250	5,40	0,04	
Filtro de aceite motor - LF667	2	pza	250	5,60	0,04	
Filtro de aceite hidráulico - HF6319	1	pza	1250	24,50	0,020	
Filtro de aceite caja - LF3758	1	pza	250	14,49	0,06	0,29
B.- Lubricantes y Grasas						
Aceite mobil Delvac MX 15W-40 (Essolube XT5)	9	gln	250	5,72	0,21	
Aceite hidráulico 10W - Pistón	25	gln	1500	5,31	0,09	
Aceite de dirección ATF	1	gln	1250	6,39	0,01	
Aceite caja 80W-90	5	gln	1500	5,82	0,02	
Aceite corona 85W-140	33	gln	1500	6,39	0,14	
Grasa Mobilux EP-2	6	lbs	125	1,83	0,09	0,55
C.- Llantas						
Llantas HRL Minera 12x20 posteriores set completo	8	pza		563,00	4,32	
Llantas HRL Minera 12x20 delantera set completo	2	pza		563,00	0,90	5,22
D.- Combustible						
Petróleo	3,8	gln	1,00	3,30	12,54	12,54
E.- Electricos						
Alarmas, faros, circulas	1	set	2500	345,00	0,14	
Bateria 170 Ah/ 12 V (en serie)	2	pza	2500	80,00	0,06	0,20
F.- Mantenimiento y Repuestos						
Costo Mantenimiento y Repuestos	70%				6,11	6,11
G.- Otros						
Líquido desengrasante soluble en agua	1	gln	250	20,95	0,08	
Trapo lavado desinfectado	2	kg	250	1,30	0,01	0,09
Costo US\$/ Hr					26,01	

Tabla N° 54

COSTO DE ADQUISICION CAMION VOLQUETE

VOLVO

Volvo Perú S.A.

Av. Alameda 1000
Lima 1000

R.U.C. 20100070031

FACTURA

102-0002427

Remite: Contratación

Se registra en el Registro 0055 SIN VALOR / LIMA / 2000

Valor: 112418

Fecha: 11/01/00

Fecha Emisión: 11/01/00

Fecha Vencimiento: 11/01/00

Valor Emisión:

Valor Vencimiento:

Valor Vencimiento:

Valor Vencimiento:

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

Por 124.118,00

CONTRATACION

CONTRATACION

CONTRATACION

CONTRATACION

CONTRATACION

CONTRATACION

CONTRATACION

CONTRATACION

CONTRATACION

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

Valor

GRAN TOTAL

Remite: Contratación

660.730,00

Remite: Contratación

92.231,51

Remite: Contratación

Remite: Contratación

371.238,00

Remite: Contratación

70.531,51

Remite: Contratación

TOTAL A PAGAR:

50%

441.751,26

SE PAGA EN CUARENTA Y CINCO (45) CUOTAS MENSUALES DE CUARENTA Y CINCO (45) DÍAS

DE 1990.

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

100%

Lamina N° 43

d. Rendimiento con volquete (Ton/ hr):

Calculo de capacidad de volquete:

Capacidad real de tolva = 13.5 m³

Factor de llenado = 90%

Densidad de Material = 2.80 ton/ m³

Esponjamiento = 40%

Humedad = 4%

$$\text{Capacidad volquete} = \frac{13.50 \times 2.80 \times 90\% \times (1 + 4\%)}{(1 + 40\%)} = 25.27 \text{ ton/ viaje}$$

Capacidad scoop = 5.20 ton/ viaje

$$\text{Nº pases de scoop} = \frac{25.27 \text{ ton}}{5.20 \text{ ton/ pase}} = 5 \text{ pases}$$

Tiempo de carguío de Scoop a volquete:

Distancia promedio de traslado de scoop: 30 mt (*)

Tiempo de carguío: 1.00 min

Velocidad de scoop (1 era): 4.70 x 85% = 4.00 km/hr

Tiempo de descarga = 0.75 min

$$\text{Tiempo transporte con carga} = \frac{30}{\left(4.00 \times \frac{1000}{60}\right)} = 0.45 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo de transporte vacío} = \frac{30}{\left(4.23 \times \frac{1000}{60}\right)} = 0.45 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo por ciclo} = 0.45 + 0.45 + 1.00 + 0.75 = 2.65 \text{ min}$$

$$\text{Ciclo/ volquete} = 5 \times 2.65 = 13.26 \text{ min}$$

$$\text{Minutos por hora (15\% t. muertos)} = 60 \times 85\% = 51 \text{ min}$$

$$\text{Nº volquetes/ hora} = \frac{51 \text{ min}}{13.26 \text{ min/ viaje}} = 3.85 \text{ viajes/ hora}$$

$$\text{Toneladas/ hora} = 3.85 \text{ viajes/ hr} \times 25.27 \text{ ton/ viaje} = 97.23 \text{ ton/ hr}$$

(*) Recorrido de scoop: 30 mt. Desde cámara acumulación a cámara de volquete.

Interior Mina: (Vease Tabla N° 55).

Velocidad cargado grad 13%: 8.03 km/ hr

Velocidad vacío grad 13%: 8.23 km/hr

Distancia de acarreo: 1.00 km

Capacidad de tolva de volquete: 25.27 ton/ viaje

$$\text{Tiempo de transporte con carga} = \frac{1000}{(8.03 \times \frac{1000}{60})} = 7.47 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo de transporte vacío} = \frac{1000}{(8.23 \times \frac{1000}{60})} = 7.29 \text{ min}$$

Tiempo de estacionamiento, maniobras = 0.50 min

Tiempo total/ ciclo = 15.26 min

Minutos/ hora (20% tiempos muertos) = $60 \times 80\% = 48 \text{ min}$

$$\text{N° viajes por hora} = \frac{48 \text{ min}}{15.26 \text{ min/viaje}} = 3.14 \text{ viajes/ hora}$$

Eficiencia a 1 Km = $25.27 \text{ ton/viaje} \times 3.14 \text{ viajes/hr} = 79.47 \text{ ton/hr}$

Superficie:

Velocidad cargado/ vacío: 9.87 km/ hr

Distancia de acarreo: 1.00 km

Capacidad de tolva de volquete: 25.27 ton/ viaje

$$\text{Tiempo de transporte con carga} = \frac{1000}{(9.87 \times \frac{1000}{60})} = 6.08 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo de transporte vacío} = \frac{1000}{(9.87 \times \frac{1000}{60})} = 6.08 \text{ min}$$

Tiempo descarga de material y maniobras (fijo) = 1.50 min

Tiempo de maniobras = 0.50 min

Tiempo total/ ciclo = 14.16 min

Minutos por hora (15% tiempos muertos) = $60 \times 85\% = 51$

$$N^{\circ} \text{ viajes por hora} = \frac{51 \text{ min}}{14.16 \text{ min/viaje}} = 3.60 \text{ viajes/ hora}$$

$$\text{Eficiencia a 1 Km} = 25.27 \text{ ton/viaje} \times 3.60 \text{ viajes/hr} = 91.03 \text{ ton/hr}$$

TOMA DE TIEMPOS EN CAMPO

(Interior Mina)

B.M. Ingreso-----> XC 810	Vacio	0:36:25	0:34:08	0:35:26	0:36:41	0:35:22	0:36:24
ZONA CARGUO CAM 060----- B.M. Salida	Cargado	0:30:06	0:31:04	0:30:18	0:31:25	0:32:11	0:31:31
CALCULO DEL CICLO	Tiempo Total	1:06:31	1:05:12	1:05:44	1:08:06	1:07:33	1:08:37
	Tiempo Total (Hr)	1,11	1,09	1,10	1,14	1,13	1,11
	Distancia (km)	9,04	9,04	9,04	9,04	9,04	9,04
	Velocidad (km/Hr)	8,15	8,31	8,25	7,96	8,03	8,14

TOMA DE TIEMPOS EN CAMPO

(Superficie)

B.M. Salida----- Cancha	Cargado	0:02:16	0:01:59	0:01:58	0:01:58	0:02:08	0:02:04
Cancha----- Semáforo	Vacio	0:04:58	0:05:02	0:05:10	0:04:56	0:04:59	0:05:01
Semáforo----- B.M. Ingreso	Vacio	0:01:57	0:02:03	0:01:58	0:02:08	0:02:10	0:02:03
Tiempo Total		0:09:10	0:09:04	0:09:06	0:09:02	0:09:17	0,01
	Tiempo Total (Hr)	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15	0,15
	Distancia Anterior (km)	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
	Velocidad (km/Hr)	9,83	9,94	9,96	9,98	9,71	9,87

Tabla N° 55

e. Rendimiento económico del equipo (US\$/ Ton-Km):

El rendimiento económico de una maquina esta dado por el costo por tonelada kilómetro, es decir, a menor costo mayor rendimiento y viceversa.

Para asignar la tarifa de volquete se tomara en cuenta la distancia de traslado tanto interior mina como en superficie por el factor \$/Ton-km respectavimante.

Tarifa Interior Mina (Costo Directo):

US\$/ ton-km: $39.98 \text{ \$ / hr} / 79.47 \text{ ton-km/hr} = 0.50 \text{ \$ / ton-km}$

Tarifa Interior Mina (Costo Directo):

US\$/ ton-km: $39.98 \text{ \$ / hr} / 66.95 \text{ ton-km/hr} = 0.44 \text{ \$ / ton-km}$

Tarifa Por Rutas:

Distancia Desmontera (superficie) – Nv 820:

$(9786,30 + 1502,10)/2 = 5.64 \text{ Km.}$

(Vease Tabla N° 56, 57 y 58).

Labor Xc 810:

Centro Gravedad Xc 810: 1.125 Km (ver proyecto)

Total distancia evacuación: 6.77 Km

Labor Bp 093:

Centro Gravedad Bp 093: 0.400 Km (ver proyecto)

Total distancia evacuación: 6.04 Km

TARIFA DE TRANSPORTE CON CAMION VOLQUETE

Cg. Xc 810 NE	Desmontera Superficie	6,77	6,02	0,75	2,94	0,35	3,29
Cg. Bp 093	Desmontera Superficie	6,04	5,29	0,75	2,59	0,35	2,94

DISTANCIAS INTERIOR MINA

RP-717(-)	438,20	BOCA-MINA a NV-580
RP-380(-)	445,80	NV-580 a NV-630
NV-630	647,80	RP-380(-) a RP-013(-)
RP-013(-)	725,80	NV-630 a NV-730
NV-730	236,40	RP-013 a RP-090
RP-090	367,20	NV-730 a NV-780
RP-400	332,70	NV-780 a NV-820
NV-820	2.074,80	RP-400 a CA-663
Recorrido Interior Mina	5.268,70	

NV-820	1.520,00	CA-663 a RP-742
RP-742	948,60	NV-820 a NV-730
NV-730	435,10	RP-742 a RP-572
RP-572	857,60	NV-730 a NV-630
NV-630	36,10	RP-572 a RP-595
RP-595	720,20	NV-630 a BOCA-MINA
Recorrido Interior Mina	4.517,60	

DISTANCIAS EN SUPERFICIE

SUPERFICIE	205,80	BOCA-MINA a DESMONTERA
SUPERFICIE	980,70	DESMONTERA a SEMAFORO
SUPERFICIE	315,60	SEMAF. A BOCA-MINA
Recorrido Superficie	1.502,10	

Tabla N° 56

Tabla N° 57

CURVA DE TRANSPORTE CON CAMION VOLQUETE - INTERIOR MINA

Volquete

Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr), grad 13%	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03	8,03
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr), grad 13%	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23	8,23
Capacidad Nominal de Tolva (m3)	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5
Factor de llenado	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Capacidad efectiva de Tolva (m3)	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15
Densidad Material	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80
Esponjamiento	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%
Humedad	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%
Toneladas Húmedas/ Viaje	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27

Distancias

	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.
Distancia desde cámara carguío a Pto de Descarga	200	400	600	800	1.000	1.200	1.400	1.600	1.800	2.000	2.200	2.400	2.600	5.293	6.018

Tiempos

	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min
Carguío de Material (Fijo) Scoop - Volquete	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Viaje Cargado	1,49	2,99	4,48	5,98	7,47	8,97	10,46	11,96	13,45	14,95	16,44	17,94	19,43	39,56	44,98
Descarga de Material y Maniobras (Fijo)	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Viaje regreso vacío	1,46	2,92	4,37	5,83	7,29	8,75	10,21	11,66	13,12	14,58	16,04	17,50	18,95	38,59	43,87
Tiempos de estacionamientos, maniobras	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
Total Ciclo	3,45	6,41	9,36	12,31	15,26	18,22	21,17	24,12	27,07	30,03	32,98	35,93	38,89	78,65	89,35

Eficiencias

N° Minutos por Hora (20% Tiempos Muertos)	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00
N° Viajes hora	13,90	7,49	5,13	3,90	3,14	2,63	2,27	1,99	1,77	1,60	1,46	1,34	1,23	0,61	0,54

Eficiencia Horaria (TM / Hora)	351,33	189,38	129,62	98,53	79,47	66,59	57,30	50,29	44,80	40,40	36,78	33,76	31,20	15,42	13,58
Tarifa \$ / Hr	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98
Costo \$ / TM	0,11	0,21	0,31	0,41	0,50	0,60	0,70	0,79	0,89	0,99	1,09	1,18	1,28	2,49	2,94

Tabla N° 58

CURVA DE TRANSPORTE CON VOLQUETE – SUPERFICIE

Volquete

Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr)	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr)	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87	9,87
Capacidad Nominal de Tolva (m3)	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5	13,5
Factor de llenado	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Capacidad efectiva de Tolva (m3)	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15	12,15
Densidad Material	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80
Esponjamiento	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%
Humedad	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%
Toneladas / Viaje	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27	25,27

Distancias

	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.
Distancia desde camara carguío a Pto de Descarr	200	400	600	800	1.000	751	1.400	1.600	1.800	2.000	2.200	2.400	2.600	2.800	3.000

Tiempos

	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min
Carguío de Material (Fijo) Scoop- Volquete	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Viaje Cargado	1,22	2,43	3,65	4,86	6,08	4,57	8,51	9,73	10,94	12,16	13,37	14,59	15,81	17,02	18,24
Descarga de Material y Maniobras (Fijo)	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50	1,50
Viaje regreso vacío	1,22	2,43	3,65	4,86	6,08	4,57	8,51	9,73	10,94	12,16	13,37	14,59	15,81	17,02	18,24
Tiempos de estacionamientos, maniobras	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
Total Ciclo	4,43	6,86	9,29	11,73	14,16	11,13	19,02	21,44	23,86	26,32	28,73	31,16	33,61	36,04	38,47

Eficiencias

N° Minutos por Hora (15% Tiempos Muertos)	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00	51,00
N° Viajes hora	11,51	7,43	5,49	4,35	3,60	4,58	2,68	2,38	2,14	1,94	1,77	1,64	1,52	1,41	1,33

Eficiencia Horaria (TM / Hora)	290,84	187,79	138,67	109,91	91,03	115,79	67,76	60,08	53,96	48,98	44,8	41,3	38,3	35,8	33,5
Tarifa \$ / Hr	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98	39,98
Costo \$ / TM	0,14	0,21	0,29	0,36	0,44	0,35	0,59	0,67	0,74	0,82	0,89	0,97	1,04	1,12	1,19

f. Capacidad de evacuación de desmonte:

De acuerdo al programa de avance mensual el tonelaje a producir por guardia sera de 170 toneladas. (Vease Tabla N° 59).

PRODUCCION DE DESMONTE POR GUARDIA

Crucero 810 NE	4.5 x 4.5	75	1.519	4.253	85
By pass 093	4.5 x 4.5	75	1.519	4.253	85
		150		8.505	170

Tabla N° 59

Horas efectivas de trabajo/gdia: 8.00

Tiempo efect.: 89.35 min* + 11.13 min* = 100.48 min = 1.67 Hr

* Vease Ciclos de transporte con volquete

Numero Viajes/ gdia = $8/1.67 = 5$ viajes/ gdia

Capacidad de evacuación/ gdia: $5 \times 25.27 = 126.35$ ton/ gdia

N° volquetes a requerir: $170/ 126.35 = 1.4 = 2$.

g. Capacidad de almacenamiento de camara de acumulación:

Sección de camara: 3.00m x 3.00m (long avance = 10.00 m)

Volumen: $3.00 \times 3.00 \times 10.00 = 90.00$ m³

Factor de llenado de camara: 70%

Volumen a ocupar: 63.00 m³

Volumen in situ por disparo: 61.35 m³ in situ

Volumen esponjado por disparo: $61.35 \times 1.40 = 85.89$ m³ rotos

Capacidad almacenamiento: $63.00/ 85.89 = 0.73$

Capacidad de almacenamiento: 73% del disparo.

6.6.4 Equipos Livianos (Vease Tabla N° 60)

Se consideran como equipos livianos los siguientes:

- Shotcretera Aliva 246.5: Para lanzado de shotcrete vía seca.
- Ventiladores 20000 CFM y 30000 CFM: Ventilación principal y auxiliar.
- Equipos menores: cargador de lámparas, lámparas, equipo de soldadura, etc.

DETERMINACION DEL COSTO HORARIO DE EQUIPOS LIVIANO

(No incluye gastos generales y utilidad)

MAQUINA o EQUIPO	MARCA	MODELO	AÑO	VALOR ADQUISICION US\$		VALOR RESCATE		VALOR DEPRECIABLE	PERIODO DE DEPRECIACION		COSTO POSESION	COSTO INTERESES	COSTO SEGURO	COSTO MAINT-REP	COSTO GRASAS	COSTO US \$ HR
				Completo	Sin Llantas	%	US\$	US\$	Años	HRS	\$ HR	\$ HR	\$ HR	\$ HR	\$ HR	SIN M.O.
Shotcreteira - Aliva 246.5	Aliva	246,5	2007	17.071	17.071	10%	1707,109	15.364	3,00	7200	2,13	0,57	0,09	1,90	0,08	4,77
Ventiladores 20000 CFM (50 HP)	Airtec		2007	6.659	6.659	10%	665,9	5.993	3,00	10800	0,55	0,12	0,00	0,31	0,02	1,00
Ventiladores 30000 CFM (75 HP)	Airtec		2007	8.817	8.817	10%	881,7	7.935	3,00	10800	0,73	0,16	0,00	0,41	0,02	1,32
Cargador de lamparas			2007	950	950	10%	95	855	5,00	12000	0,07	0,00	0,00	0,02	0,00	4,10
Lamparas mineras	Ceag		2007	479	479	10%	48	431	3,00	7200	0,06	0,00	0,00	0,02	0,00	4,08
Equipo de Soldadura			2007	1.800	1.800	5%	90	1.710	2,00	4800	0,36	0,00	0,00	0,11	0,00	4,17

MAQUINA o EQUIPO	Valor K	Tasa Interes	Tasa Seguros	Manten. Y Reparacion	Consumo Combustible gl/hr	Consumo Lubricantes gl/hr	Consumo Grasas lb/hr	Vida Util Llantas Hrs	Costo Combustible \$ gl	Costo Lubricantes \$ gl	Costo Grasas \$ lb	Costo Llantas \$ jgo
Shotcreteira - Aliva 246	0,00028	12,00%	2,00%	80%	0,00	0,000	0,050	1500	2,66		1,55	
Ventiladores 20000 CFM (50 HP)	0,00019	10,00%		50%			0,010		2,66		1,55	
Ventiladores 30000 CFM (75 HP)	0,00019	10,00%		50%			0,010		2,66		1,55	
Cargador de lamparas	0,00025			30%					2,66		1,55	
Lamparas mineras (20 und)	0,00028			30%					2,66		1,55	
Equipo de Soldadura	0,00031			30%					2,66		1,55	

Tabla N° 60

6.7 Cálculo de costos indirectos

El cálculo de gastos generales para el presente proyecto será un % del costo directo, el mismo que será calculado de acuerdo a una valorización típica.

6.7.1 Cálculo de valorización típica

Como monto de valorización típica se ha consignado adicional a los trabajos de avances y desquiches las liquidaciones por costo fijo de equipos y sostenimiento. (Vease Tabla N° 61).

El cálculo al que se hace referencia indica que el monto de liquidación mensual estará en el orden de los US\$ 108,093.

COSTO DIRECTO PROYECTO CRUCERO 810 (*) EN US\$ DOLARES

* No Incluye el IGV

Item	Costo fijos	Sección	Und	Costo Directo	Metrado Mes	Monto C. Directo
1	Costo Alquiler Jumbo Electro hidráulico (Posesión)			16.777	1	16.777
2	Costo Alquiler ST 3.5 (Posesión)			13.625	1	13.625
	Total					30.401

Item	Excavaciones	Sección	Und	Costo Directo	Metrado Mes	Monto C. Directo
1	Crucero 810 NE	4.5 x 4.5	m	295,15	75	22.137
2	By pass 903	4.5 x 4.5	m	295,15	75	22.137
3	Cameras/ ventanas	3.0 x 3.0	m	216,37		0
	Total				150	44.273

Item	Sostenimiento	Sección	Und	Costo Directo	Metrado Mes	Monto C. Directo
1	Perno hidrabolt 29mm x 2.1m		und	19,87	550	10.930
2	Lanzamiento de shotcrete con fibra	2 pulg	m2	27,26	825	22.488
	Total					33.419

	TOTAL COSTO DIRECTO					108.093
--	----------------------------	--	--	--	--	----------------

Tabla N° 61

6.7.2 Cálculo de % de gastos generales

Para el presente contrato el gasto del costo fijo se expresará en un % del costo directo de la valorización típica mensual, a diferencia de otros contratos donde este monto es valorizado como un pago fijo por mes.

Para el caso del proyecto Xc 810 (nivel 820), corresponde a un anexo del contrato vigente de San Cristóbal, El cálculo incluye personal de supervisión (jefes de turno, chóferes, bodegueros), alimentación, movilidades, Servicio Locación de Servicios

Mantenimiento A.C. y pagos por contrato, exámenes médicos y afiliación del personal.

El costo fijo que tendrá la unidad será de US\$ 23,070; el cual representa el 21% de la valorización típica mensual. (Véase Tabla N° 62).

ANÁLISIS DE GASTOS GENERALES

Monto de Obra estimada				
Costo Directo Mensual			108.093	
Descripción	Cantidad	Costo US\$	US\$ / mes	Valoriz. Mes
Jefes de guardia	3	2.136	6.409	17,79%
Bodeguero	1	703	703	0,65%
Servicio Locación de Servicios Mantto Atlas Copco	1	3.550	3.550	3,28%
Mecánico Eléctrico	2	1.032	2.063	1,91%
Chofer (camioneta)	2	703	1.406	1,30%
Sueldos Empleados (Incluye Beneficios Sociales)	9		14.132	24,93%
Alimentación empleados			720	0,67%
Implementos de seguridad empleados			513	0,47%
Alimentación, alojamiento, implementos y útiles de oficina			1.233	1,14%
Camioneta de supervisión mina (12 Horas)			1.740	1,61%
Camión de servicios (2 turnos de 12 Horas)			3.300	3,05%
Combustible camioneta - camión de servicios y camioneta			1.712	1,58%
Transporte de personal			6.752	6,25%
Lámpara minera	3000	0,08	239,25	0,22%
Cargador de lámparas	600	0,10	57,00	0,05%
Equipo soldadura	200	0,47	93,75	0,09%
Equipos menores			390	0,36%
Seguro de transporte de personal	0,083	5000	417	0,39%
Seguros			417	0,39%
Trabajadores	21			
Examen médico pre-ocupacional	0,167	550,00	92	0,08%
Contrato de trabajo, Ministerio	0,083	250,00	21	0,02%
Inscripción Esssalud	0,042	320,00	13	0,01%
Gastos de identificación de personal	0,083	10,00	1	0,00%
Identificación personal Discamec	0,083	250,00	21	0,02%
Afiliación de personal			148	0,14%
Total gastos generales y supervisión local US\$ / Mes			23.070	21,00%

Tabla N° 62

6.7.3 Cálculo de utilidad

La utilidad por contrato será un 10% del costo fijo, la misma que será aplicada a todos los trabajos que son ofertados en el presente proyecto.

6.7.4 Movilización y desmovilización de equipos

Se considera un pago adicional por el transporte de los equipos a la unidad tanto en la apertura como en la finalización de la Obra. (Vease Tabla N° 63).

GASTOS DE MOVILIZACION Y DESMOVILIZACION PROYECTO XC 810 NV 820

UNIDAD: PROYECTO XC 810 NV 820				
PARTIDA: MOVILIZACION Y DESMOVILIZACION				
EQUIPOS: VARIOS				
Equipo	Unidad	Requerido	US\$/Un	Total US\$
Jumbo Rocket Boomer 281	Unidad	1	1,700.00	1,700.00
Scoop diesel ST 3.5	Unidad	1	1,700.00	1,700.00
Volquete FM 6x4	Unidad	1	1,700.00	1,700.00
Lanzadora de aliva 246.5	Unidad	1	250.00	250.00
Perforadoras Jack Leg	Unidad	2	25.00	50.00
Ventilador de 30000 CFM	Unidad	4	100.00	400.00
Ventilador de 20000 CFM	Unidad	2	100.00	200.00
Ventilador de 10000 CFM	Unidad	0	100.00	0.00
Total monto movilización	US\$			6,000.00
Total monto desmovilización	US\$			6,000.00

(*) No incluye seguro de transporte de equipos pesados.

Tabla N° 63

6.7.5 Resumen de precios unitarios

Las estructuras unitarias de cada actividad serán detalla en cada anexo técnico de la propuesta. (Vease Tabla N° 64).

6.7.6 Monto de obra

El monto de Obra estimado mediante la modalidad de trasporte con volquete esta en el orden de los US\$ 4'707,686 Véase Tabla N° 65).

6.7.7 Cronograma de Trabajo (Véase Lamina N° 44)

Tabla N° 64

RESUMEN DE PRECIOS UNITARIOS - PROYECTO CRUCERO 810 CON CAMION VOLQUETE FM 6x4R(*)
EN US\$ DOLARES

* No incluyen el IGV

Movilización y desmovilización	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivos	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG	Utilidad	Total US\$ / und
Movilización de equipos	Gl						6000,00			6000,00
Desmovilización de equipos	Gl						6000,00			6000,00

Costo Fijo equipos	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivos	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 21,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
Costo Alquiler Jumbo Electro hidráulico (Posesión)	Gl					16.777	16.777	3.523	1.678	21.977
Costo Alquiler ST 3.5 (Posesión)	Gl					13.625	13.625	2.861	1.362	17.848

1,00 Excavaciones	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivos	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 21,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
1,01 Crucero/ by pass/ acceso 4,50 x 4,50	m.	60,86	40,68	84,93	1,63	107,05	295,15	61,98	29,52	386,65
1,02 Camara 3,50 x 3,50	m.	61,50	28,48	71,18	1,75	75,33	238,25	50,03	23,82	312,11
1,03 Camara 3,00 x 3,00	m.	61,50	26,74	63,82	1,75	62,57	216,37	45,44	21,64	283,45
1,04 Desquinche con jumbo	m.	0,35	0,99	3,65	0,06	4,50	9,55	2,01	0,96	12,51

2,00 Sosténimiento	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivos	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 21,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
2,01 Perno hidrabolt 29mm x 2,1m	und	2,65	15,94		0,49	0,79	19,87	4,17	1,99	26,03
2,02 Cimbra metálica de 6' x 6, tipo H, de 4,5 mx 4,5 m	und	87,97	5,28		19,56	42,28	155,08	32,57	15,51	203,15
2,03 Planchas metálicas, tipo trapezoidal de 4mm de espesor	kg	0,23	0,03		0,08	0,76	1,10	0,23	0,11	1,44
2,04 Lanzamiento de shotcrete con fibra (espesor = 2")	m2	3,09	21,08		0,70	2,39	27,26	5,72	2,73	35,71
(espesor = 3")	m2	4,25	28,98		0,97	3,28	37,48	7,87	3,75	49,10
(espesor = 4")	m2	5,67	38,64		1,29	4,38	49,97	10,49	5,00	65,47

3,00 Servicios	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivos	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
3,01 Alquiler de ventilador 20,000 CFM, 50 HP	Día					20,04	20,04		2,00	22,04
3,02 Alquiler de ventilador 30,000 CFM, 75 HP	Día					26,43	26,43		2,64	29,08

4,00 Transporte	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivos	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
-----------------	-----	--------------	------------	------------	-----------------	---------	------------	----	----------------	------------------

Tabla N° 65

MONTO DE OBRA PROYECTADO CRUCERO 810 CON CAMION VOLQUETE FM 6x4R (*)
EN US\$ DOLARES

* No Incluye el IGV

Movilización y desmovilización	Sección	Und	Costo Directo	Metrado	Total C. Directo	GG 0%	Utilidad 0%	Total US\$
Movilización de equipos		Gl	6.000,00	1,00	6.000	0	0	6.000
Desmovilización de equipos		Gl	6.000,00	1,00	6.000	0	0	6.000
Total					12.000	0	0	12.000

Costo Fijo equipos	Sección	Und	Costo Directo	Metrado	Total C. Directo	GG 21%	Utilidad 10%	Total US\$
Costo Alquiler Jumbo Electro hidráulico (Posesión)		Gl	16.777	38	637.507	133.876	63.751	835.134
Costo Alquiler ST 3.5 (Posesión)		Gl	13.625	38	517.737	108.725	51.774	678.236
Total					1.155.244	242.601	115.524	1.513.370

Item	Excavaciones	Sección	Und	Costo Directo	Metrado	Total C. Directo	GG 21%	Utilidad 10%	Total US\$
1	Crucero 810 NE	4.5 x 4.5	m	295,15	2.250	664.096	139.460	66.410	869.966
2	By pass 903	4.5 x 4.5	m	295,15	800	236.123	49.586	23.612	309.321
3	Camara sub estación electrica*	5.0 x 4.5	m	295,15	10	2.952	620	295	3.867
4	Comedor nivel 820*	5.5 x 5.0	m	295,15	15	4.427	930	443	5.800
5	Camaras de acumulación de desmonte	3.0 x 3.0	m	216,37	180	38.947	8.179	3.895	51.021
6	Accesos y camaras para scoop	3.0 x 3.0	m	216,37	441	95.421	20.038	9.542	125.001
7	Camaras carguio de volquete	3.5 x 3.5	m	238,25	270	64.327	13.509	6.433	84.269
8	Desquinche con Jumbo		m3	9,55	131	1.254	263	125	1.642
Total					3.966	1.107.547	232.585	110.755	1.450.886

* Se valoriza con sección 4.50 x 4.50, diferencia de sección se valoriza como desquinche

Item	Sostenimiento	Sección	Und	Costo Directo	Cantidad	Total C. Directo	GG 21%	Utilidad 10%	Total US\$
1	Perno Hidrabolt 29mm x 2.1m		und	19,87	11.288	224.340	47.111	22.434	293.885
2	Lanzamiento de shotcrete con fibra 2"		m2	27,26	16.775	457.260	96.025	45.726	599.011
Total						681.600	143.136	68.160	892.896

Item	Servicios	Meses	Und	Costo Directo	Cantidad Mes	Total C. Directo	GG 0%	Utilidad 10%	Total US\$
1	Alquiler de ventilador 20,000 cfm 50 hp**	4	mes	601,21	38	91.384	0	9.138	100.522
2	Alquiler de ventilador 30,000 cfm 75 hp**	1	mes	793,03	38	30.135	0	3.014	33.149
Total						121.519	0	12.152	133.671

** cantidades estimadas al centro de gravedad del proyecto

Item	Transporte	Und	Costo Directo	Tonelaje	Total C. Directo	GG 0%	Utilidad 10%	Total US\$
1	Transporte de desmonte con volquete Nv 820. Sis XC 810	ton	3,29	154.270	507.550	0	50.755	558.305
2	Transporte de desmonte con volquete Nv 820. Sis BP 093	ton	2,94	45.360	133.233	0	13.323	146.557
Total					199.630	0	64.078	704.862

**ANEXOS DE
PRECIOS UNITARIOS
CON CAMION VOLQUETE FM 6x4R**

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	CRUCERO/ BY PASS/ ACCESO 4.50 x 4.50			Rendimiento:	3,00	9,94 mt : pie
DIMENSIONES:	4,50	X	4,50	Longitud barra:	3,66	12,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA:	ML			Longitud efectiva:	3,36	11,040 mt : pie
ELABORADO POR:	MLM			Eficiencia voladura:	90%	
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820			No taladros perforados:	43,00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE			No taladros disparados:	40,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Pies perforados:	474,72	pp / disparo
INCLUYE:	JUMBO			Volumen roto:	61,35	m3 / disparo
	LIMPIEZA CON SCOOP A 150			Tonelaje roto:	171,78	ton / disparo
CUNETA:	0,50	X	0,40	Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr
				Rendimiento scoop carguío volquete:	97,23	ton / hr
				Rendimiento Jumbo 51 mm:	55,00	mt / hr
				Rendimiento Jumbo 89 mm:	29,00	mt / hr
				Densidad del material:	2,80	ton / m3
				Factor de Carga:	37,12	kg / ml

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1,00	Mano de Obra						
	Costo fijo mano de obra (Jumbiero, ayud Jumb, scoopero)					52,04	
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,06	4,69	
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	4,14	60,66
2,00	Materiales						
	Aceros Jack leg (cuneta, cancamos)	34,50	pp	0,13	4,34	1,45	
	Aceros brocas 51 mm	474,72	pp	0,15	71,68	23,89	
	Aceros brocas 89 mm	33,12	pp	0,45	14,79	4,93	
	Mangas de ventilación 36"	3,00	ml	4,84	14,52	4,84	
	Manguera de jebe 1" (100 m)	1,00	ml	2,55	2,55	0,85	
	Caja arrancadora para jumbo y accesorios	0,00	und	1.800,00	6,00	2,00	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,39	
	Alcayatas de Fe 1/2"	1,00	und	0,92	0,92	0,31	
	Alcayatas de Fe 3/4"	3,00	und	1,15	3,44	1,15	
	Cemento	0,40	bols	5,60	2,64	0,88	40,68
3,00	Explosivos						
	Semexa Semi gelatina 65% 7/8" X 7"	78,00	cart	0,15	11,33	3,78	
	Semexa Semi gelatina 65% 1 1/2" X 12"	233,00	cart	0,66	153,76	51,25	
	Semexa Gelatina 75% 1 1/8" X 6"	127,00	cart	0,27	34,75	11,58	
	Carmex de 7 R (detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,99	0,33	
	Fañel	40,00	und	1,24	49,60	16,53	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	mt	0,26	0,26	0,09	
	Cordon detonante 3P	30,00	mt	0,14	4,10	1,37	84,93
4,00	Implementos y herramientas						
	Herramientas, Implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	1,63	1,63
5,00	Equipos						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,98	h-m	38,03	113,28	37,76	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,05	9,03	3,01	
	Maquina Jack Leg (cuneta, cancamos)	34,50	pp	0,11	3,88	1,29	
	Variable Scoop ST 3.5 (Limpieza a 150 m del frente)	3,79	h-m	35,07	132,98	44,33	
	Variable Scoop 3.5 ST 3.5 (Carguío a volquete)	1,77	h-m	35,07	61,96	20,65	107,05
Costo directo							295,15
Gastos Generales		21,0%					61,98
Utilidad		10,0%					29,52
Costo Total		US\$ /	ML				386,65

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	ACCESO/ CAMARA/ VENTANA 3.50 x 3.50			Rendimiento:	2,80	9,18 mt : pie
DIMENSIONES :	3,50	X	3,50	Longitud barra:	3,658	12,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA :	ML			Longitud efectiva:	3,292	10,800 mt : pie
ELABORADO POR :	MLM			Eficiencia voladura:	85%	
UNIDAD DE PRODUCCION :	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820			No taladros perforados:	37,00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE			No taladros disparados:	35,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Pies perforados:	399,60	pp / disparo
INCLUYE :	JUMBO			Volumen roto:	34,28	m3 / disparo
	LIMPIEZA CON SCOOP A 150			Tonelaje roto:	95,97	ton / disparo
				Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr
				Rendimiento scoop carguio volquete:	97,23	ton / hr
				Rendimiento jumbo 51 mm:	55,00	mt / hr
				Rendimiento jumbo 89 mm:	29,00	mt / hr
				Densidad del material:	2,80	ton / m3
				Factor de Carga:	30,23	kg / ml

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1,00	MANO DE OBRA						
	Costo fijo mano de obra (Jumbos, ayud jumb, scooperos)					52,04	
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,08	5,03	
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	4,44	61,50
2,00	MATERIALES						
	Aceros brocas 51 mm	399,60	pp	0,15	60,33	21,56	
	Aceros brocas 89 mm	21,60	pp	0,45	9,64	3,45	
	Manga de ventilación 24"		mt	3,36	0,00	0,00	
	Manguera de jobo 1" (100 m)	1,00	ml	2,55	2,55	0,91	
	Caja arrancadora para jumbo y accesorios	0,00	und	1.800,00	6,00	2,14	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,42	
	Alcayatas de Fe 1/2"		und	0,92	0,00	0,00	
	Alcayatas de Fe 3/4"		und	1,15	0,00	0,00	
	Cemento		bols	6,60	0,00	0,00	26,48
3,00	EXPLOSIVOS						
	Semexa Semi gelatina 65% 7/8" X 7"	78,00	cart	0,15	11,33	4,05	
	Semexa Semi gelatina 65% 1 1/2" X 12"	178,00	cart	0,66	117,47	41,98	
	Semexa Gelatina 75% 1 1/8" X 8"	84,00	cart	0,27	22,68	8,21	
	Carrex de 7 ft (detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,99	0,35	
	Fanel	35,00	und	1,24	43,40	15,51	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	mt	0,26	0,26	0,09	
	Cordon detonante 3P	20,00	mt	0,14	2,73	0,98	71,18
4,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Herramientas, Implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	1,75	1,75
5,00	EQUIPOS						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,44	h-m	38,03	92,85	33,18	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,06	9,03	3,23	
	Variable Scoop ST 3.5 (Limpieza a 150 m del frente)	2,12	h-m	35,07	74,30	26,55	
	Variable Scoop 3.5 ST 3.5(Carguio a volquete)	0,99	h-m	35,07	34,62	12,37	76,33
Costo directo							238,26
		Gastos Generales	21,0%				50,03
		Utilidad	10,0%				23,82
Costo Total		US\$ /	ML				312,11

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	CAMARA 3.00 x 3.00			Rendimiento:	2,80	9,18 mt : pie
DIMENSIONES :	3,00	X	3,00	Longitud barra:	3,658	12,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA :	ML			Longitud efectiva:	3,292	10,800 mt : pie
ELABORADO POR :	MLM			Eficiencia voladura:	85%	
UNIDAD DE PRODUCCION :	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820			No taladros perforados:	34,00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE			No taladros disparados:	32,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Pies perforados:	367,20	pp / disparo
INCLUYE :	JUMBO			Volumen roto:	25,18	m3 / disparo
	LIMPIEZA CON SCOOP A 150			Tonelaje roto:	70,51	ton / disparo
				Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr
				Rendimiento scoop carguio volquete:	97,23	ton / hr
				Rendimiento jumbo 51 mm:	55,00	mt / hr
				Rendimiento jumbo 89 mm:	29,00	mt / hr
				Densidad del material:	2,80	ton / m3
				Factor de Carga:	26,87	kg / ml

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1,00	MANO DE OBRA						
	Costo fijo mano de obra (Jumbero, ayud jumb, scooper)					52,04	
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,08	5,03	
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	4,44	61,50
2,00	MATERIALES						
	Aceros brocas 51 mm	367,20	pp	0,15	55,44	19,81	
	Aceros brocas 89 mm	21,60	pp	0,45	9,84	3,45	
	Manga de ventilación 24"		ml	3,36	0,00	0,00	
	Maniguera de jebe 1" (100 m)	1,00	ml	2,55	2,55	0,91	
	Caja arrancadora para jumbo y accesorios	0,00	und	1,800,00	6,00	2,14	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,42	
	Alcayatas de Fe 1/2"		und	0,92	0,00	0,00	
	Alcayatas de Fe 3/4"		und	1,15	0,00	0,00	
	Cemento		bols	6,60	0,00	0,00	26,74
3,00	EXPLOSIVOS						
	Semexa Semi gelatina 65% 7/8" X 7"	72,00	cart	0,15	10,48	3,74	
	Semexa Semi gelatina 65% 1 1/2" X 12"	155,00	cart	0,66	102,29	36,56	
	Semexa Gelatina 75% 1 1/8" X 8"	81,00	cart	0,27	22,16	7,92	
	Carmex de 7 ft (detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,99	0,35	
	Fanel	32,00	und	1,24	39,68	14,18	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	ml	0,26	0,26	0,09	
	Cordon detonante 3P	20,00	mt	0,14	2,73	0,98	63,82
4,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Herramientas, implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	1,75	1,75
5,00	EQUIPOS						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,26	h-m	38,03	86,02	30,74	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,06	9,03	3,23	
	Variable Scoop ST 3.5 (Limpieza a 150 m del frente)	1,56	h-m	35,07	54,58	19,51	
	Variable Scoop 3.5 ST 3.5(Carguio a volquete)	0,73	h-m	35,07	25,43	9,09	62,57
Costo directo						216,37	
		Gastos Generales	21,0%			45,44	
		Utilidad	10,0%			21,64	
Costo Total		US\$ /	ML			283,45	

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	DESQUINCHES CON JUMBO			Rendimiento:	2,63	8,64 mt : pie
MALLA PERFORACION :	0,90	X	0,80	Longitud barra:	3,658	12,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA :	M3			Longitud efectiva:	3,292	10,800 mt : pie
ELABORADO POR :	MLM			Eficiencia voladura:	80%	
UNIDAD DE PRODUCCION :	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820			No taladros perforados:	40,00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE			No taladros disparados:	40,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Pies perforados:	432,00	pp / disparo
INCLUYE :	JUMBO			Volumen roto:	75,84	m3 / disparo
	LIMPIEZA CON SCOOP A	150		Tonelaje roto:	212,36	ton / disparo
				Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr
				Rendimiento scoop carguío volquete:	97,23	ton / hr
				Rendimiento jumbo 51 mm:	55,00	mt / hr
				Rendimiento jumbo 89 mm:	28,00	mt / hr
				Densidad del material:	2,80	ton / m3
				Factor de Carga:	1,63	kg / m3

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1,00	MANO DE OBRA						
	Costo fijo mano de obra (Jumbos, ayud jumb, scooper)						
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,08	0,19	
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	0,16	0,35
2,00	MATERIALES						
	Aceros brocas 51 mm	432,00	pp	0,15	65,23	0,86	
	Aceros brocas 89 mm		pp	0,45	0,00	0,00	
	Manga de ventilación 24"		mt	3,36	0,00	0,00	
	Manguera de jete 1" (100 m)	1,00	ml	2,55	2,55	0,03	
	Caja arrancadora para jumbo y accesorios	0,003	und	1.800,00	6,00	0,08	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,02	
	Alcayatas de Fe 1/2"		und	0,92	0,00	0,00	
	Alcayatas de Fe 3/4"		und	1,15	0,00	0,00	
	Cemento		bols	6,60	0,00	0,00	0,99
3,00	EXPLOSIVOS						
	Semexa Semi gelatina 65% 7/8" X 7"	0,00	cart	0,15	0,00	0,00	
	Semexa Semi gelatina 65% 1 1/2" X 12"	320,00	cart	0,66	211,18	2,78	
	Semexa Gelatina 75% 1 1/8" X 8"	40,00	cart	0,27	10,95	0,14	
	Carmex de 7 ft (detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,99	0,01	
	Fanel	40,00	und	1,24	49,60	0,65	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	mt	0,26	0,26	0,00	
	Cordon detonante 3P	30,00	mt	0,14	4,10	0,05	3,65
4,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Herramientas, Implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	0,06	0,06
5,00	EQUIPOS						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,39	h-m	38,03	91,04	1,20	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,06	9,03	0,12	
	Variable Scoop ST 3.5 (Limpieza a 150 m del frente)	4,69	h-m	35,07	164,40	2,17	
	Variable Scoop 3.5 ST 3.5(Carguío a volquete)	2,18	h-m	35,07	76,60	1,01	4,50
Costo directo							9,55
Gastos Generales		21,0%					
							2,01
Utilidad		10,0%					
							0,98
Costo Total		US\$ /	M3				
							12,51

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	PERNO HIDRABOLT 29MM X 2.1 M	Rendimiento:	29,00	Und / Gdia
UNIDAD DE MEDIDA:	UND	Longitud barra:	2,134	7,000 mt : pie
ELABORADO POR:	MLM	Longitud efectiva:	1,991	6,500 mt : pie
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL #20	Pies perforados:	130,00	pp / disparo
DUREZA MATERIAL:	MEDIA	Horas por guardia:	8,00	hr / guardia
INCLUYE:	MAQUINA JACK LEG PERNO Y BOMBA HYDRABOLT			
FECHA DE ELABORACION:	04-1-08			
APROBADO POR:	JJB			
	LIMPIEZA CON SCOOP A 200 M			

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1,00	MAHO DE OBRA						
	Perforista	8,00	h/h	3,52	28,12	1,41	
	Ayudante perforista	8,00	h/h	3,10	24,84	1,24	2,65
2,00	MATERIALES						
	Perno Hydrabolt de 7 pies	20,00	Pza	14,27	285,34	14,27	
	Bomba manual para hydrabolt	3000	Und	2.182,40	14,55	0,73	
	Manometro de presión de bomba	2000	Und	50,75	0,51	0,03	
	Herramienta de regulación, pistola seguridad	2000	Und	50,31	0,50	0,03	
	Aceros jack leg	130,00	pp	0,14	17,93	0,90	15,94
3,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Implementos de Seguridad	16,00	h/h	0,34	5,46	0,27	
	Herramientas	16,00	h/h	0,27	4,32	0,22	0,49
4,00	EQUIPOS						
	Maquina Jack Leg	130,00	pp	0,11	14,82	0,73	
	Cargador de lamparas (incluye lampara)	16,00	h-h	0,08	1,28	0,08	0,79
COSTO DIRECTO							19,87
GASTOS GENERALES 21,0%							4,17
UTILIDAD 10,0%							1,99
COSTO TOTAL US \$ / UNIDAD							26,03

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	ARMADO DE CIMBRAS, PERF PARA SOLERAS 4.	Rendimiento:	1,00	Und/ Gdia
DIMENSIONES:	4,50 X 4,50	Longitud barra:	1,219	4,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA:	PZA	Longitud efectiva:	1,047	3,500 mt : pie
ELABORADO POR:	MLM	No teledros perforados:	12,00	tal / frente
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL #20	No teledros cargados:	12,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA	Total pies perforados:	42,00	pp
INCLUYE:	MAQUINA JACK LEG APOYO CON SCOOP	Horas/ Gdia:	8,00	hr / Gdia

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1,00	MAHO DE OBRA						
	Maestro perforista	8,00	h/h	2,93	23,47	23,47	
	Maestro cimbrero	8,00	h/h	2,93	23,47	23,47	
	Ayudante cimbrero	16,00	h/h	2,58	41,02	41,02	87,97
2,00	MATERIALES						
	Aceros jack leg (4ft)	42,00	pp	0,13	5,278	5,28	5,28
4,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Implementos de Seguridad	32,00	h/h	0,34	10,91	10,91	
	Herramientas	32,00	h/h	0,27	8,65	8,65	19,56
5,00	EQUIPOS						
	Maquina Jack Leg	42,00	pp	0,11	4,72	4,72	
	Scoop 3.5	0,50	h-m	70,00	35,00	35,00	
	Cargador de lamparas (incluye lampara)	32,00	h-m	0,08	2,55	2,55	42,28
COSTO DIRECTO							155,88
GASTOS GENERALES 21,0%							32,57
UTILIDAD 10,0%							15,51
COSTO TOTAL US \$ / UNIDAD							203,15

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	PLANCHAS ACANALADAS			Rendimiento:	194.48	kg : Gdia
DIMENSIONES:	4.50	X	4.50	Longitud barra:	1.219	4.000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA:	PZA			Longitud efectiva:	1.067	3.500 mt : pie
ELABORADO POR:	MLM			No taladros perforados:	12.00	tal : frente
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL INVEL 820			No taladros cargados:	12.00	tal : frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Total pies perforados:	42.00	pp
INCLUYE:	APOYO CON SCOOP			Horas/ Gdia:	8.00	Hr : Gdia
	NO INCLUYEN PLANCHAS					

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1.00	MAJO DE OBRA						
	Operario	8,0	h/h	2,93	23,47	0,12	
	Oficial	8,0	h/h	2,93	23,47	0,12	
	Peón	8,0	h/h	2,56	20,51	0,11	
	Peón (traslado a obra)	0,5	h/h	2,56	1,28	0,01	0,23
2.00	MATERIALES						
	Aceros jack leg (4ft)	42,00	pp	0,13	5,278	0,03	0,03
4.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Implementos de Seguridad	24,50	h/h	0,34	8,35	0,04	
	Herramientas	24,50	h/h	0,27	6,62	0,03	0,08
5.00	EQUIPOS						
	Maquina Jack Leg	42,00	pp	0,11	4,72	0,02	
	Scoop 3.5	2,00	h-m	70,00	140,00	0,72	
	Equipos de soldadura y corte	4,00	h-m	0,47	1,88	0,01	
	Cargador de lamparas (incluye lampara)	24,50	h-m	0,08	1,95	0,01	0,76
COSTO DIRECTO							1,10
GASTOS GENERALES							0,23
UTILIDAD							0,11
COSTO TOTAL							1,44

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	LANZAMIENTO DE SHOTCRETE CON FIBRA	Rendimiento:	3,00	m3 / Gdia
UNIDAD DE MEDIDA:	M3	Rebote (Via seca):	25%	
ELABORADO POR:	MLM	Material preparado:	4,00	m3 / Gdia
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820	Horas por guardia:	3,00	Hr / guardia
INCLUYE:	MO, Maquina Shotcretera, Cemento, Agregado, acelerante y Fibra de Acero	Cemento:	10,00	bis / m3
		Agregado:	1.300,00	Kg / m3
NO INCLUYE:	Transporte de agregado a Labor, Gastos Generales	Acelerante:	4,00	gla / m3
		Fibra de acero:	25,00	Kg / m3
		Agua:	180,00	Kg / m3

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U. (US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL (US\$)
MAHO DE OBRA						
Disparador	8,00	h/h	3,52	28,12	9,37	
Operador de Aliva	8,00	h/h	3,52	28,12	9,37	
Peones	16,00	h/h	2,86	45,73	15,24	33,99
MATERIALES						
Cemento	40,00	Bis	6,60	264,00	88,00	
Agregado	4,00	m3	18,33	73,33	24,44	
Acelerante de Fragua	16,00	gln	6,64	106,30	35,43	
Fibra de Acero	100,00	Kg	2,42	242,00	80,67	
Calibradores	36,00	Unid	0,28	9,90	3,30	231,85
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
Implementos de Seguridad	32,00	h/h	0,46	14,61	4,87	
Herramientas	32,00	h/h	0,27	8,65	2,88	7,75
EQUIPOS						
Shotcretera - Aliva 245	3,00	h-m	4,77	14,32	4,77	
Discos Shotcretera vu = 30 m3 (3 und)	0,40	unid	154,00	61,60	20,53	
Pantalla halogena vu = 50 m3	0,02	unid	14,30	0,29	0,10	
Cargador de lamparas (incluye lampara)	32,00	h-h	0,08	2,55	0,85	26,25
COSTO DIRECTO	US \$ /	M3				299,84

Rendimiento espesor de 2"	11,0	M2	US \$ /	M2	27,26
Rendimiento espesor de 3"	8,0	M2	US \$ /	M2	37,48
Rendimiento espesor de 4"	6,0	M2	US \$ /	M2	49,97

GASTOS GENERALES	21.0%	62.97
UTILIDAD	10%	29.98
COSTO TOTAL	US \$ / M3	392.79

Rendimiento espesor de 2"	11,0	M2	US \$ /	M2	35,71
Rendimiento espesor de 3"	8,0	M2	US \$ /	M2	49,10
Rendimiento espesor de 4"	6,0	M2	US \$ /	M2	65,47

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	ALQUILER DE VENTILADOR 30.000 CFM, 50 HP
DIMENSIONES:	
UNIDAD DE MEDIDA:	DIA
ELABORADO POR:	MLM
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820
DUREZA MATERIAL:	MEDIA
INCLUYE:	TABLERO

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1.00	EQUIPOS Ventilador 30,000 CFM, 50 HP	1,00	Dia	20,04	20,04	20,04	20,04
COSTO DIRECTO							20,04
GASTOS GENERALES							
UTILIDAD 10,0%							2,00
COSTO TOTAL							22,04

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	ALQUILER DE VENTILADOR 50.000 CFM, 75 HP
DIMENSIONES:	
UNIDAD DE MEDIDA:	DIA
ELABORADO POR:	MLM
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820
DUREZA MATERIAL:	MEDIA
INCLUYE:	TABLERO

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1.00	EQUIPOS Ventilador 50,000 CFM, 75 HP	1,00	Dia	26,43	26,43	26,43	26,43
COSTO DIRECTO							26,43
GASTOS GENERALES							
UTILIDAD 10,0%							2,64
COSTO TOTAL							29,07

Capítulo VII : Propuesta del proyecto empleando camión de bajo perfil MT 2010

7. GENERALIDADES

El empleo de camión de bajo perfil dumper para la extracción de desmonte y mineral en el proyecto Nivel 820 considera emplear diseños con secciones mucho menores en los cruceros principales.

7.1 Metodología de trabajo

La evaluación técnico económica de la propuesta considera minorar los ciclo de operación a través de secciones en labores mucho menores dado el empleo de equipos mas versátiles, también evalúa el tiempo de entrega de la obra así como el costo de transporte adicional que se adquiere a utilizar equipos de bajo perfil.

7.2 Diseño del proyecto

Considera secciones de 4.00 x 4.00 en los cruceros principales no solo por el diámetro de los conductos de ventilación sino también por altura colmada de la carga a transportar. (Véase Tabla N° 66).

Ej.

Altura labor: H equipo + H manga 36" + H vol. Colmado + H luz

Altura labor (mm): $2444 + 914 + 300 + 300 = 4000$

PLAN DE AVANCES PROYECTO XC 810 NV 820

Crucero 810 NE	4.0 x 4.0	m	2.250	36000
By pass 093	4.0 x 4.0	m	800	12800
Camara sub estación electrica	5.0 x 4.5	m	10	225
Comedor nivel 820	5.5 x 5.0	m	15	412,5
Camaras de carguío para Camión de bajo de perfil*				
Camaras de acumulación de desmonte	3.0 x 3.0	m	180	1.620
Accesos y camaras para scoop	3.0 x 3.0	m	441	3.969
Camaras carguío de CBP	3.0 x 3.5	m	270	2.835
Total			3.966	57.862

DISEÑO DE LABORES

Crucero	4.0 x 4.0	6/1000	0.40 x 0.50	36"
Bay pass	4.0 x 4.0	6/1000	0.40 x 0.50	36"

DIMENSION DE EQUIPOS

Jumbo EH *	1650	2450
Scoop ST 3.5	2028	2247
Camión de Bajo Perfil MT 2010	2210	2444

* Altura maxima extendible del techo: 2800 mm

Tabla N° 66

7.3 Ciclos de operación

Dentro del proceso productivo normal se considera los ciclos de sostenimiento, limpieza y perforación también incluye las demoras operativas y un 15% atribuido a las contingencias de la operación. (Vease Tabla N° 67).

CUADRO DE PRODUCTIVIDAD XC 4.00 x 4.00 m

Descripción	Tiempo (Min)	Tiempo (Hr)
Movilización de personal (incluye recojo de lamparas)	40,00	0,67
Trabajos Perforación y Voladura / Disparo	404,05	6,73
Inspección y traslado de equipo a labor	20,00	0,33
Instalación del equipo	15,00	0,25
Percusión	164,05	2,73
Desinstalación y traslado del equipo	20,00	0,33
Preparación de cebos	20,00	0,33
Carguío de taladros	150,00	2,50
Amarre y chispeo	15,00	0,25
Trabajos de Sostenimiento / Disparo, Spam mínimo: 3 mts	367,97	6,13
Ventilación	30,00	0,50
Regado	20,00	0,33
Desate de rocas	40,00	0,67
Preparación de plataforma de perforación (andamio)	30,00	0,50
Instalación y prueba perforadora	15,00	0,25
Perforación de pernos (10 und por Disp)	97,97	1,63
Desinstalación de perforadora	15,00	0,25
Instalación y prueba de bomba para hydrabolt	20,00	0,33
Colocado de pernos e insufrado de agua (5 min / perno)	50,00	0,83
Desinstalación de bomba hydrabolt	20,00	0,33
Desinstalación de plataforma de perforación	30,00	0,50
Trabajos Limpieza de Frente	200,21	3,34
Inspección y Traslado de equipo a labor	20,00	0,33
Limpieza con Scoop	180,21	3,00
Desmovilización de personal	30,00	0,50
Total	1.042	17,37
Total Horas / Disparo	1.042	
Disparos por día	1,15	
Días por mes (incluye 15% de tiempos muertos)	25	
Disparos por mes	28,44	
Metro ejecutable por mes por labor 4.0 x 4.0	85,00	

Tabla N° 67

7.4 Descripción y características de los equipos a utilizar

Para la presente propuesta se ha contemplado como equipo de extracción un camión bajo perfil MT 2010 en reemplazo del camión volquete. El camión articulado es un camión de perfil bajo muy similar a la pala de tipo LHD, sólo que en lugar de la cuchara de la pala llevan un depósito o caja para el transporte.

De igual modo que las palas cargadoras LHD, los camiones articulados también pivotan alrededor de un eje en su parte central, pudiendo llegar a pivotar con un ángulo de hasta 42.5° de giro.

7.4.1 Camión de bajo perfil MT 2010

a. Descripción del equipo:

El camión de bajo perfil se encuentra íntimamente ligado a los cargadores sobre llantas. Inicialmente se le denominaba Teletram por distintivo de fábrica, luego dumpers o volquetes por el volteo posterior de su tolva. Tiene una capacidad de traslación cargado en pendientes aún de 25%.

Tiene una capacidad de maniobras en espacios reducidos y un estrecho radio de curvatura, al estar conformados por 2 módulos unidos por eje vertical.

b. Componentes del equipo:

Módulo delantero:

Tren de fuerza, compuesto por un motor de combustión interna mayormente diesel, con cámara de pre-combustión y enfriado por aire.

Convertidor de torque, que va asociado a la caja de transmisión de velocidades.

Caja de velocidades, que a través de los cardanes activan a los 2 ejes (frontal y posterior) permitiendo dotar de tracción a las 4 ruedas.

Cabina (panel de controles)

Sistema hidráulico (dirección)

Llantas delanteras

Módulo posterior:

Chasis y tolva, de robustez y diseño adecuados al trabajo para que fueron diseñados.

Frenos, de manejo simple y fácil accionamiento por aire comprimido que a su vez actúa sobre el sistema hidráulico, o por aceite. Cuentan además con frenos de emergencia que actúan sobre las cuatro ruedas.

Sistema hidráulico, cuya bomba hidráulica acciona a los cilindros de dirección y de levantes de tolva.

Llantas, luces, purificadores, etc.

c. Características técnicas de equipo:

Camión marca Atlas Copco Wagner Inc, MT-2010, con motor diesel, con tolva de 10.00 m³ para un p.e. de 2.00 ton/ m³ y capacidad de acarreo de 20,000 kg. (Vease Lamina N° 45, 46 y 47).

- Motor Diesel marca Detroit Cummings modelo QSL 9 de 224.00 Kw (300 HP).
- Purificador y silenciador RockTough.

- Filtros de admisión de aire (secos de papel).
- Transmisión Power Shift eléctrico serie 5,000 marca Clark.
- Transmisión CL-8000 marca Clark.
- Ejes Rock Tough modelo 457.
- Freno de servicio, de discos en aceite enfriados en aceite y aplicados hidráulicamente en todas las ruedas.
- Freno de estacionamiento, aplicados por resorte y liberados hidráulicamente en todas las ruedas.
- Freno de emergencia SAHR en cada rueda.
- Neumáticos 16.00 x 25, 28 Ply.
- Sistema de dirección articulado hidráulico 85° (42.5° por lado)
- Pistones Hidráulicos de doble efecto, vástagos cromados.
- Bombas Hidráulicas de tipo engranaje para servicio pesado.
- Cabina del operador lateral con techo protector ISO ROPS.
- Sistema de lubricación centralizado manual.

d. Condiciones de operatividad y maniobrabilidad:

- Mayor versatilidad interior mina dado su nivel de adaptación en vías de mayor gradiente por la mayor capacidad de tracción que tiene.
- Match con Scoop ST 710 y ST1030.

e. Servicio de Mantenimiento y Reparación:

Ha rediseñado el sistema eléctrico y la inclusión de una unidad de recolección de datos (URD). El URD cuenta con un sistema de alarma integrado y presentación de códigos de

avería del motor, así como instrumentos que avisan cuando hay que cambiar los filtros. La actualización incluye la integración del refrigerador de la transmisión en el radiador con mayor capacidad de refrigeración y acceso más fácil como resultado.

Calculo de FTN para camión de bajo perfil MT 1020:

Gradiente: 13%

Peso equipo vacío (tara): 20.50 ton

Peso carga: 22.46 ton

Peso Total: 42.96 ton

Rr = 40 kg/ ton

$FTN = ((10 \text{ kg/ton} \times 13\%) + 40 \text{ kg/ton}) \times (42.46 \text{ ton})$

$FTN = (41.3 \text{ kg/ ton}) \times (42.46 \text{ ton})$

FTN = 1775 kg

HOJA TÉCNICA CAMIÓN DE BAJO PERFIL MT 2010

Especificaciones Técnicas del equipo

Ingeniería

Modelo QSL9C300	
Radio de fuerza a 2100 rpm	224 Kw/ 300 HP
Máximo torque a 1350 rpm	1369 Nm
Ventilación	
MSHA Part 32 radio de ventilación	453 m ³ / min
MSHA Part 32 partículas en suspensión	142 m ³ / min
Sistema de aspiración aires seco	
Sensor Medidor de Temperatura	
Sistema de enfriamiento, radiador	

Motor

Transmisión: Serie CL 8000
Convertidor: Bloqueo en el mando

Ejes

Diferencial en espiral tipo bixel
Planetary, al volante cabina de operador
Ejes de oscilación $\pm 10\%$

Frenos

Sistema de freno de emergencia
Equipado con frenos de enfriamiento forzado, cuenta con depósitos de refrigerante de frenos autocontenidos.

Llantas

Dimensión 16.00 R25

Cabina de Operador

Visibilidad en ambas direcciones desde la cabina del operador.
Control de palanca de Cambios
Protector en cabina
Cinturón de seguridad

Sistema

Ver manual de lubricación
Extintidor 2 x 6 Kg

Sistema Hidráulico

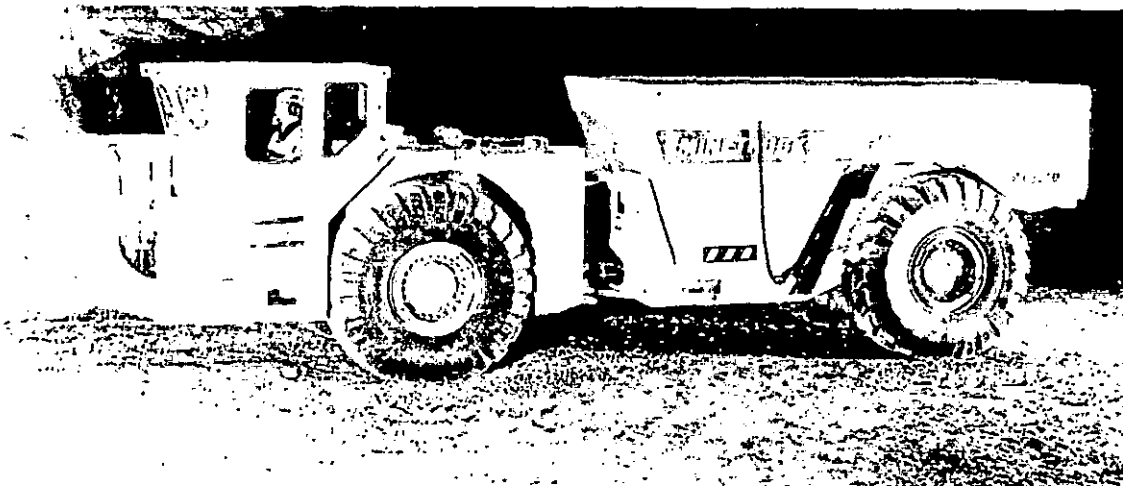
Diámetro de cilindro de levante 115 mm
Diámetro de cilindro de volteo 140 mm
Presión de operación 15.5 Mpa
Filtración, succión
Bomba diseñada para trabajos extremos

Sistema Eléctrico

Voltaje 24 Voltios
Alternador (producción total de energía) 140 A
Sensor Sistema Hidráulico Nivel de T°
Iluminación
Interruptor para bloqueo de emergencia

Capacidad de Tanques

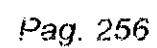
Combustible 379 litros
Hidráulico 223 litros



Lamina N° 45

Dimensions and weights

- 2000年12月29日 星期四

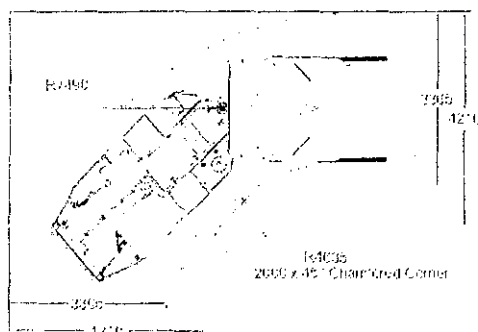


Material density (t/m ³)		1.8	2.0	2.2	2.4	2.6
Volume, SAE heaped (m ³ , 2:1)		12.1	10.8	9.9	9.2	8.5
Volume, Semi-heaped (m ³)		11.1	10.0	9.2	8.3	7.7
Volume, SEA struck (m ³)		10.5	9.1	8.3	7.6	6.9
Width, dump box (mm)	W	2 172	2 172	2 172	2 172	2 172
Dump position: Box height, max. (mm)	H1	4 572	4 428	4 439	4 289	4 269
Tramming position: Dump box height (mm)	H2	2 525	2 362	2 362	2 184	2 184
Dump position: Tailgate clearance (mm)	C	317	317	317	338	339

Lumina N° 46

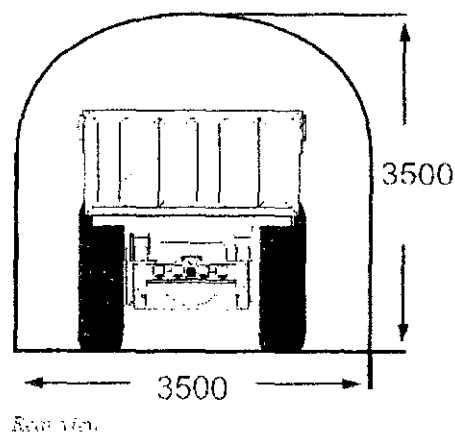
ESPECIFICACIONES TECNICAS CAMIÓN DE BAJO PERFIL MT 2010

Turning radius



- Turning angle = +42.5°
- Turning radius, left and right are symmetrical
- All dimensions are shown in millimetres.

Recommended drift size



MODELOS CAMION DE BAJO PERFIL ATLAS COPCO

Technical data*

Visit www.atlascopco.com/retc for more information

Mine Truck model	MT2000	MT4318	MT436B	MT5010
Payload capacity (kg)	20 000	28 127	32 950	50 000
Operating weight of vehicle** (kg)	20 400	29 300	30 800	42 000
Length (mm)	9 170	10 180	10 180	11 220
Height, canopy ext. (mm)	2 420	2 748	2 480	2 800
Box height, max. (mm)	4 420	5 305	5 385	6 750
Width, vehicle*** (mm)	2 170	2 795	3 065	3 200
Volume, semi-heaped (m ³)	0.7-12.5	3.4-18.4	10.7-18.4	18.0-31.0
Standard engine/driveline	Detroit Diesel Series 60 DDEC	Detroit Diesel Series 60 DDEC	Detroit Diesel Series 60 DDEC	Cummins CISM-30.60

*All data apply to standard equipped vehicles. ** Empty vehicle. *** Less bucket.

Modelo	Tipo de motor	Capacidad ton (tc)	Ancho mm (pulg)
MT-208	500	5.50	1851 73
MT-209	500	5.50	1879 74
MT-210	500	11.3 45.0	1903 75
MT-211	500	14.7 58.0	2133 84
MT-212	500	18.2 72.0	2159 85
MT-213	500	21.8 85.0	2312 91
MT-214	500	25.4 100.0	---
MT-215	500	30.3 120.0	1157 46
MT-216	500	33.5 132.0	1151 45
MT-217	500	40.2 158.0	1489 59
MT-218	500	40.2 158.0	---
MT-219	500	21.8 85.0	2312 91
MT-220	500	33.5 132.0	1151 45

7.5 Parámetros generales de labores a ejecutar (Véase Tabla N° 68 y 69)

PARAMETROS GENERALES LABOR 4.0 x 4.0 M

Sección:	4.00 x 4.00	m
Cuneta 0.50 m x 0.40 m:	0.50 x 0.40	m
Densidad desmonte:	2,80	ton/ m3
Longitud de barra de perforación (12 ft):	3,66	m
Eficiencia de perforación:	92	%
Longitud efectiva de perforación:	3,36	m
Eficiencia de voladura:	90	%
Rendimiento:	3,00	m/ disparo
Numero taladros perforados:	39,00	
Numero taladros disparados:	36,00	
Rendimiento perforación jumbo 51 mm:	55,00	m perf/ hr
Rendimiento perforación jumbo 89 mm:	29,00	m perf/ hr
Rendimiento de limpieza scoop a 150 m desmonte:	45,31	ton/ hr
Rendimiento carguo desmonte con camión bajo perfil:	108,04	ton/ hr
Volumen roto = (4.00 x 4.00 x 3.00)+(0.50 x 0.40 x 3.00)	48,60	m3
Tonelaje roto = 48.60 x 2.80	136,08	ton
Total Metros perforados 51 mm = (39 x 3.36)	131,23	m perf
Total Metros perforados 89 mm = (3 x 3.36)	10,09	m perf
Tiempo total de perforación = (131.23/ 55) + (10.09/ 29)	2,73	Hr/ disp
Horas limpieza con scoop = 136.08/ 45.31	3,00	Hr/ disp
Horas carguo a damper con scoop = 136.08/ 108.04	1,26	Hr/ disp

PARAMETROS GENERALES LABOR 3.0 x 3.5/ 3.0 x 3.0 M

Sección:	3.00 x 3.50	m	Sección:	3.00 x 3.00	m
Densidad desmonte:	2,80	ton/ m3	Densidad desmonte:	2,80	ton/ m3
Longitud de barra de perforación (12 ft):	3,66	m	Longitud de barra de perforación (12 ft):	3,66	m
Eficiencia de perforación:	90	%	Eficiencia de perforación:	90	%
Longitud efectiva de perforación:	3,29	m	Longitud efectiva de perforación:	3,29	m
Eficiencia de voladura:	85	%	Eficiencia de voladura:	85	%
Rendimiento:	2,80	m/ disparo	Rendimiento:	2,80	m/ disparo
Numero taladros perforados:	35,00		Numero taladros perforados:	32,00	
Numero taladros disparados:	33,00		Numero taladros disparados:	30,00	
Rendimiento perforación jumbo 51 mm:	55,00	m perf/ hr	Rendimiento perforación jumbo 51 mm:	55,00	m perf/ hr
Rendimiento perforación jumbo 89 mm:	29,00	m perf/ hr	Rendimiento perforación jumbo 89 mm:	29,00	m perf/ hr
Rendimiento de limpieza scoop a 150 m desmonte:	45,31	ton/ hr	Rendimiento de limpieza scoop a 150 m desmonte:	45,31	ton/ hr
Rendimiento carguío desmonte con volquete:	108,04	ton/ hr	Rendimiento carguío desmonte con volquete:	108,04	ton/ hr
Volumen roto = (3.00 x 3.50 x 2.80)	29,38	m3	Volumen roto = (3.00 x 3.00 x 2.80)	25,18	m3
Tonelaje roto = 29.38 x 2.80	82,26	ton	Tonelaje roto = 25.18 x 2.80	70,51	ton
Total Metros perforados 51 mm = (35 x 3.29)	115,21	m perf	Total Metros perforados 51 mm = (32 x 3.29)	105,34	m perf
Total Metros perforados 89 mm = (2 x 3.29)	6,58	m perf	Total Metros perforados 89 mm = (2 x 3.29)	6,58	m perf
Tiempo total de perforación = (115.21/ 55) + (6.58/ 29)	2,32	Hr/ disp	Tiempo total de perforación = (105.34/ 55) + (6.58/ 29)	2,14	Hr/ disp
Horas limpieza con scoop = 82.26/ 45.31	1,82	Hr/ disp	Horas limpieza con scoop = 70.51/ 45.31	1,56	Hr/ disp
Horas carguío a volquete con scoop = 82.26/ 108.04	0,76	Hr/ disp	Horas carguío a volquete con scoop = 70.51/ 108,04	0,65	Hr/ disp

7.6 Cálculo de costos directos

7.6.1 Mano de Obra

a. Determinación del costo fijo de mano de obra

El costo del personal operador de Camión de Bajo Perfil será considerado dentro de la tarifa horaria del equipo, al igual que la propuesta con volquete. Para efectos de cálculo diluiremos junto con la mano de obra los epp y herramientas.

b. Dilución del costo fijo en US\$/ mt avance

Las secciones a tener serán dos frentes 4.00 x 4.00 m en
6esmonte es decir una proyección de 170 mts de avance/ mes.
(Vease Tabla N° 70).

DETERMINACION DE PLANILLA FIJA

Descripción	Cant	Und	Total H Hombre	Costo Mano de Obra	Epp + Herramientas	Total US\$
Jumbero	3	hb mes	591,27	4,34	0,61	2.926
Ayudante de Jumbero	3	hb mes	591,27	3,10	0,61	2.197
Scooper	3	hb mes	591,27	3,93	0,61	2.683
Total	9					7.806

Avances	Sección	Avance mt	%	Total US\$	US\$ Mo	US\$ Mo/ MI
XC 810 NE	4.0 x 4.0	85	0,50	7.806	3.903	45,92
BP 093	4.0 x 4.0	85	0,50	7.806	3.903	45,92
Total	ml	170	1,00		7.806	45,92

Tabla N° 70

7.6.2 Equipos track less

7.6.2.1 Tarifa Horaria de Equipos

Estimación del costo operación por hora camión de bajo perfil (\$/ton-km):

Como segunda alternativa se ha contemplado la utilización de un Dumper MT2010 para el servicio de transporte interior mina.

Como valor comercial del equipo se ha tomado el valor de mercado actual por la casa de Atlas Copco. Así tenemos: (Vease Lamina N° 48).

Valor adquisición : US\$ 514,500

Valor sin llantas : US\$ 504,733

Vida económica : N = 3 años $Ve_{hrs} = 15,000$ hr

Valor recuperable (40% va) : US\$ 201,893

Intereses: 9%

Seguros: 2.50 %

COSTO DE ADQUISICION CAMION DE BAJO PERFIL

Camión MT-2010

Camión marca Atlas Copco Wagner Inc., modelo MT-2000, con motor diesel, con tolva de 10.00m³ para un p.e. de 2.00 ton/m³ y capacidad de acarreo de 20,000 Kg

- Motor Diesel marca Detroit Cummings modelo QSL 9 de 224.00 Kw (300 HP).
- Punticador y Silenciador Rock Tough¹
- Filtros de admisión de aire (secos de papel).
- Transmisión Power Shift Eléctrico serie 5.000 marca Clark.
- Transmisión CL-8.000 marca Clark
- Ejes Rock Tough¹ modelo 457.
- Freno de Servicio, Parqueo y Emergencia SAHR¹ en cada rueda.
- Neumáticos 16.00 x 25. 28 Ply. Bridgestone RLS E4
- Sistema de dirección articulado hidráulico 85° (42.5° por lado)
- Pistones Hidráulicos de doble efecto, vástagos cromados
- Bombas Hidráulicas de tipo de engranaje para servicio pesado
- Cabina del operador lateral con techo protector ISO ROPS
- Llanta y aro de repuesto
- Sistema de Lubricación centralizado manual
- Extinguidor de 10 lbs
- 02 Juegos de Manuales en 02 CD y 02 Juegos de Manuales Impresos.

Precio Stock(Lima)

USD 514,500.00 + I.G.V. (*)

Tiempo de entrega

40 semanas Ex-Fábrica - 6 semanas de flete a Lima

Forma de Pago

Al contado o Leasing Bancario.

Garantía

La garantía de este equipo será de 12 meses y/o 2.000 horas de operación, lo que ocurra primero.

Servicio Post-Venta

1. Inspección, verificación y puesta en marcha en los talleres de ACP.
2. Arranque inicial en el lugar de trabajo. Incluye curso teórico práctico para el personal que efectúa el mantenimiento mecánico/eléctrico del equipo.

Validez de la oferta

15 días

OPCIONALES

- | | |
|--|--------------------|
| - Sistema de Lubricación centralizado automático Lincoln | USD 6,250 - I.G.V. |
| - Alarma de retroceso Audio-visual | USD 950 - I.G.V. |
| - Sistema de Supresión de incendios en el Motor diesel | USD 5,150 - I.G.V. |
| - Luces de freno en la parte posterior | USD 1,250 - I.G.V. |

(*) Todos los precios cotizados en la presente propuesta han sido calculados al tipo de cambio promedio del mes de Marzo 2008 de 6.067 Corona Sueca por Dolar Americano. En caso de una variación $\pm 3\%$, del tipo de cambio en la fecha de facturación del equipo, se procederá al ajuste del precio por tipo de cambio.

A. Costo de maquina sin operar:

Lamina N° 48

i. Depreciación:

$$D = \frac{V_a - V_r}{V e_{hrs}} = \frac{504,733 - 201,893}{15,000} = 20.19 \text{ \$/hr}$$

ii. Intereses:

$$I = \frac{(N+1) \times V_a \times \%i \times N}{(2N) \times V e_{hrs}} = 4.04 \text{ \$/hr}$$

iii. Seguros:

$$S = \frac{(N+1) \times V_a \times \%s \times N}{(2N) \times V e_{hrs}} = 1.01 \text{ \$/hr}$$

Total de Costo de Propiedad: 25.24 \\$/hr

B. Costo Máquina en operación:

a) Combustible:

$$3.00 \text{ gl/hr} \times 3.30 \text{ \$/gl} = 9.90 \text{ \$/hr}$$

b) Lubricantes:

Aceite mobil Delvac MX 15W-40 (Essolube XT5)

$$10 \text{ gl/100hr} \times 5.72 \text{ \$/gl} = 0.57 \text{ \$/hr}$$

Aceite mobil hydraulic AW68 (Nuto H-68)

$$70 \text{ gl/1000hr} \times 5.00 \text{ \$/gl} = 0.35 \text{ \$/hr}$$

Aceite mobil hydraulic AW68 (Nuto H-68), Corona

$$12 \text{ gl/400hr} \times 5.00 \text{ \$/gl} = 0.15 \text{ \$/hr}$$

Aceite mobil Lube HD 80W-90

30 gl/1000hr x 5.82 \$/gl =	0.17 \$/gl
Total:	1.25 \$/hr

c) Filtros:

Filtro de aceite

2 pza/100hr x 10.52 \$/pza =	0.21 \$/hr
------------------------------	------------

Filtro petróleo primario

1 pza/100hr x 5.08 \$/pza =	0.05 \$/hr
-----------------------------	------------

Filtro de petróleo secundario

1 pza/100hr x 5.08 \$/pza =	0.05 \$/hr
-----------------------------	------------

Filtro separador de agua

1 pza/100hr x 21.40 \$/pza =	0.21 \$/hr
------------------------------	------------

Filtro de aire primario

1 pza/100hr x 31.17 \$/pza =	0.31 \$/hr
------------------------------	------------

Filtro de aire secundario

1 pza/100hr x 23.17 \$/pza =	0.23 \$/hr
------------------------------	------------

Filtro hidráulico

1 pza/400hr x 58.83 \$/pza =	0.15 \$/hr
------------------------------	------------

Filtro transmisión

1 pza/400hr x 40.16 \$/pza =	0.10 \$/hr
------------------------------	------------

Filtro de agua

1 pza/400hr x 11.59 \$/pza =	0.03 \$/hr
------------------------------	------------

Total:	1.35 \$/hr
--------	------------

d) Grasa LP-2:

2 kg/100hr x 2.58 \$/kg =	0.05 \$/hr
---------------------------	------------

e) Neumáticos:

Llantas 16.00 R25 set completo

4 pza/2500hr x 2441.76 \$/pza =	3.91 \$/hr
---------------------------------	------------

f) Otros:

Liquido desengrasante soluble en agua

3 gal/100hr x 20.95 \$/pza =	0.63 \$/hr
Solvente NC limpiador de contactos	
3 gal/100hr x 12.35 \$/pza =	0.37 \$/hr
Batería tipo 12 V-21 (21 placas)	
1 pza/ 1000hr x 127.32 \$/ pza =	0.13 \$/hr
Trapo lavado desinfectado	
3 kg/ 100hr x 1.30 \$/pza =	0.04 \$/hr
Total:	1.17 \$/hr

g) Repuestos (vease Tabla N° 71): 12.59 \$/hr

Total Costo de Operación: 30.20 \$/ hr

Total Costo Operación + propiedad: 55.44 \$/ hr

C. Costo Mano de Obra:

a) Mano de Obra, Epp (3 operadores):

$$\frac{3 \times 4.21 \times 8 \times 24,64}{417} = 5.98 \text{ $/hr}$$

COSTO TOTAL OPERACIÓN:

A + B + C: 61.42 \$/hr

COSTO REPUESTOS PARA CAMION BAJO PERFIL MT 2010

Motor	1,00	pza	15.000	30.000	2,00
Convertidor Caja transmisión	1,00	pza	15.000	30.000	2,00
Tolva	1,00	pza	15.000	12.000	0,80
Sistema de frenos	1,00	pza	15.000	20.000	1,33
Bomba hidraulico(freno, tolva, dirección)	1,00	pza	7.500	7.000	0,93
Ejes + Corona	1,00	pza	15.000	12.000	0,80
Sistema Electrico					
Faros	1,00	pza	4.000	1.260	0,32
Sensores, Tarjetas, otros.	1,00	pza	15.000	8.000	0,53
Alternador	1,00	pza	4.000	1.200	0,30
Arrancador	1,00	pza	7.500	1.800	0,24
Manguer, conexiones	1,00	pza	7.500	5.000	0,67
Sistema hidraulico : valvulas, cilindro	1,00	pza	7.500	10.000	1,33
Otros trab de terceros rep. Pequeñas	1,00	pza	7.500	10.000	1,33
Total					12,59

Tabla N° 71

D. Rendimiento con camión de bajo perfil (Ton/ hr):

Calculo de capacidad de Camión de bajo perfil:

Capacidad real de tolva = 12.0 m3

Factor de llenado = 90%

Densidad de Material = 2.80 ton/ m3

Esponjamiento = 40%

Humedad = 4%

$$\text{Capacidad} = \frac{12.0 \times 2.80 \times 90\% \times (1 + 4\%)}{(1 + 40\%)} = 22.46 \text{ ton/ viaje}$$

Capacidad scoop = 5.20 ton/ viaje

$$\text{N° pases de scoop} = \frac{22.46 \text{ ton}}{5.20 \text{ ton/ pase}} = 4 \text{ pases}$$

Tiempo de carguío de Scoop a camión de bajo perfil:

Distancia promedio de traslado de scoop: 30 mt (*)

Tiempo de carguío: 1.00 min

Velocidad de scoop (1 era): 4.70 x 85% = 4.00 km/hr

Tiempo de descarga = 0.75 min

$$\text{Tiempo transporte con carga} = \frac{30}{(4.00 \times \frac{1000}{60})} = 0.45 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo de transporte vacío} = \frac{30}{(4.00 \times \frac{1000}{60})} = 0.45 \text{ min}$$

$$\text{T. Ciclo por scoop} = 0.45 + 0.45 + 1.00 + 0.75 = 2.65 \text{ min}$$

$$\text{T. Ciclo por camión de bajo perfil} = 4 \times 2.65 = 10.60 \text{ min}$$

$$\text{Minutos por hora (15\% t. muertos)} = 60 \times 85\% = 51 \text{ min}$$

$$\text{Nº camión bp/ hora} = \frac{51 \text{ min}}{10.60 \text{ min/viaje}} = 4.81 \text{ viajes/ hora}$$

$$\text{Toneladas/ hora} = 4.81 \text{ viajes/ hr} \times 22.46 \text{ ton/ viaje} = 108.04 \text{ ton/ hora}$$

(*) *Recorrido de scoop: 30 mt. desde cámara acumulación a cámara de volquete.*

Standard configuration, box empty

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7				1:5
1st gear km/hr	4.5	4.3	4.3	4.5	4.5	4.4	4.3	4.3	4.3	4.4	4.4	4.4
2nd gear km/hr	6.1	6.0	6.0	6.0	6.1	7.3	7.0	7.0	7.1	7.3	7.3	7.3
3rd gear km/hr	14.1	14.1	14.0	12.2	12.8	13.8	13.7	12.5	12.5	12.5	12.5	13.1
4th gear km/hr	25.1	24.9	24.7	24.4	24.2	25.4	24.2	23.5				

Standard configuration, box loaded

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Ratio					1:12	1:10	1:8	1:7				1:5
1st gear km/hr	4.5	4.5	4.4	4.4	4.4	4.4	4.3	4.3	4.2	4.2	4.2	4.3
2nd gear km/hr	6.1	7.0	7.0	7.8	7.3	7.3	7.7	7.7	7.5	7.5	7.5	7.0
3rd gear km/hr	14.0	13.8	13.7	12.5	12.2	12.3	10.2					
4th gear km/hr	24.7	24.2	22.4	17.5								

Tabla N° 72

Interior Mina: (Vease Tabla N° 72)

$$\text{Velocidad cargado 13\%: } (4.4 + 7.7 + 10.9)/3 \times 90\% = 6.9 \text{ km/ hr}$$

$$\text{Velocidad vacío 13\%: } (4.4 + 7.9 + 13.7)/3 \times 90\% = 7.8 \text{ km/ hr}$$

Distancia de acarreo: 1.00 km

Capacidad de tolva: 20.16 ton/ viaje

$$T. \text{ de transporte con carga} = \frac{1000}{(6.90 \times \frac{1000}{60})} = 8.70 \text{ min}$$

$$T. \text{ de transporte vacío} = \frac{1000}{(7.80 \times \frac{1000}{60})} = 7.69 \text{ min}$$

Tiempo de estacionamiento, maniobras = 0.50 min

Tiempo total/ ciclo = 16.89 min

Nº min. por hora (20% tiempos muertos) = $60 \times 80\% = 48$

$$N^\circ \text{ viajes por hora} = \frac{48 \text{ min}}{16.89 \text{ min/viaje}} = 2.84 \text{ viajes/ hora}$$

Eficiencia horaria 1 Km =

$$22.46 \text{ ton/viaje} \times 2.84 \text{ viajes/hr} = 63.85 \text{ ton/hr}$$

Superficie:

Velocidad cargado hz: $(4.5 + 8.0 + 14.0)/3 \times 90\% =$

7.95 km/ hr

Velocidad vacío hz: $(4.5 + 8.0 + 14.1)/3 \times 90\% =$

7.98 km/ hr

Distancia de acarreo: 1.00 km

Capacidad de tolva de damper: 22.46 ton/ viaje

$$T. \text{ de transporte con carga} = \frac{1000}{(7.95 \times \frac{1000}{60})} = 7.55 \text{ min}$$

$$T. \text{ de transporte vacío} = \frac{1000}{(7.98 \times \frac{1000}{60})} = 7.52 \text{ min}$$

Descarga de material y maniobras (fijo) = 1.00 min

Tiempo de estacionamientos = 0.50 min

Tiempo total/ ciclo = 16.57 min

Min. por hora (15% tiempos muertos) = $60 \times 85\% = 51$

$$\text{Nº viajes por hora} = \frac{51 \text{ min}}{16.57 \text{ min/viaje}} = 3.08 \text{ viajes/ hora}$$

Eficiencia horaria a 1 Km =

$$22.46 \text{ ton/viaje} \times 3.08 \text{ viajes/hr} = \mathbf{69.16 \text{ ton/hr}}$$

F. Rendimiento económico del equipo (US\$/ Ton):

El calculo para la tarifa del equipo US\$/ Ton-Km sera bajo el mismo procedimiento que el ejercicio con volquete. (Vease Tabla N° 73 y 74).

Interior Mina:

$$\text{Tarifa \$/ ton-km: } \frac{69.16 \text{ ton} - \text{km/hr}}{61.42 \text{ \$ / hr}} = 1.13 \text{ \$/ton-km}$$

Superficie:

$$\text{Tarifa \$/ ton-km: } \frac{60.16 \text{ ton} - \text{km/hr}}{61.42 \text{ \$ / hr}} = 0.98 \text{ \$/ton-km}$$

Tarifa Por Rutas:

Las distancias a evacuar el desmonte son las mismas (Vease Tabla N° 73)

TARIFA DE TRANSPORTE CON CAMION DE BAJO PERFIL

Cg. Xc 810 NE	Desmontera Superficie	6,77	6,02	0,75	5,65	0,69	6,33
Cg. Bp 093	Desmontera Superficie	6,04	5,29	0,75	4,97	0,69	5,66

Tabla N° 73

Tabla N° 74

CURVA DE TRANSPORTE CON CAMION BAJO PERFIL – INTERIOR MINA

Damper MT2010

Velocidad Promedio Cargado (Km/Hr), grad 13%	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90	6,90
Velocidad Promedio Vacío (Km/Hr), grad 13%	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80	7,80
Capacidad Nominal de Tolva (m3)	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12
Factor de llenado	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%	90%
Capacidad efectiva de Tolva (m3)	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80	10,80
Densidad Material	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80	2,80
Esponjamiento	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%	40%
Humedad	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%	4%
Toneladas / Viaje	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46	22,46
	4,32	86,4864													

Distancias	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.	m.
Distancia desde frente a Pto de Descarga	200	400	600	800	1.000	1.200	1.400	1.600	1.800	2.000	2.200	2.400	2.600	5.293	6.018

Tiempos	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min	min
Carguio de Material (Fijo) Scoop - Damper	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Viaje Cargado	1,74	3,48	5,22	6,96	8,70	10,43	12,17	13,91	15,65	17,39	19,13	20,87	22,61	46,03	52,33
Descarga de Material y Maniobras (Fijo)	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Viaje regreso vacío	1,54	3,08	4,62	6,15	7,69	9,23	10,77	12,31	13,85	15,38	16,92	18,46	20,00	40,72	46,29
Tiempos de estacionamientos	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
Total Ciclo	3,78	7,06	10,33	13,61	16,89	20,17	23,44	26,72	30,00	33,28	36,55	39,83	43,11	87,24	99,13

Eficiencias															
N° Minutos por Hora (20% Tiempos Muertos)	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00	48,00
N° Viajes hora	12,71	6,80	4,65	3,53	2,84	2,38	2,05	1,80	1,60	1,44	1,31	1,21	1,11	0,55	0,48

Eficiencia Horaria (TM / Hora)	285,44	152,83	104,35	79,22	63,85	53,47	46,00	40,35	35,94	32,40	29,50	27,07	25,01	12,36	10,88
Tarifa \$ / Hr	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42	61,42
Tarifa \$ / Ton	0,22	0,40	0,59	0,78	0,96	1,15	1,34	1,52	1,71	1,90	2,08	2,27	2,46	4,97	5,65

Tabla N° 75

[illegible]

G. Capacidad de evacuación de desmonte:

De acuerdo al programa de avance mensual el tonelaje a producir por guardia será de 152.0 toneladas. (Vease Tabla N° 76).

PRODUCCION DE DESMONTE POR GUARDIA

Crucero 810 ne	4.0 x 4.0	85	1.360	3.808	76
By pass 093	4.0 x 4.0	85	1.360	3.808	76
		170		7.616	152

Tabla N° 76

Horas efectivas de trabajo/gdia: 8.00

Tiempo efect.: 99.13 min* + 10.54 min* = 109.67 min = 1.83

Hr

* Vease Ciclos de trasporte con camión de bajo perfil

Numero Viajes/ gdia = $8/1.83 = 4.4 = 5$ viajes/ gdia

Capacidad de evacuación/ gdia: $5 \times 22.46 = 112.30$ ton/ gdia

N° volquetes a requerir: $152/ 112.30 = 1.4 = 2$.

F. Capacidad de almacenamiento de camara de acumulación:

Sección de camara: 3.00m x 3.00m (long avance = 10.00 m)

Volumen: $3.00 \times 3.00 \times 10.00 = 90.00$ m3

Factor de llenado de camara: 70%

Volumen a ocupar: 63.00 m3

Volumen in situ por disparo: 48.60 m3 in situ

Volumen esponjado por disparo: $48.60 \times 1.40 = 68.04$ m3 rotos

Capacidad almacenamiento: $63.00/ 68.04 = 0.93$

Capacidad de almacenamiento: 93% del disparo.

7.7 Calculo de costos indirectos

El costo directo sera a través de % y/o costo fijo el mismo que sera calculado de acuerdo a una valorización típica.

7.7.1 Calculo de valorización típica

Como monto de valorización típica se ha consignado adicional a los trabajos de avances y desquiches las liquidaciones por costo fijo de equipos y sostenimiento. (Vease Tabla N° 077).

El cálculo al que se hace referencia indica que monto de liquidación mensual estará en el orden de los US\$ 108,500

COSTO DIRECTO PROYECTO CRUCERO 810 (*) EN US\$ DOLARES

* No Incluye el IGV

Item	Costo fijos	Sección	Und	Costo Directo	Metrado Mes	Monto C. Directo
1	Costo Alquiler Jumbo Electro hidráulico (Posesión)			16.777	1	16.777
2	Costo Alquiler ST 3.5 (Posesión)			13.625	1	13.625
	Total					30.401

Item	Excavaciones	Sección	Und	Costo Directo	Metrado Mes	Monto C. Directo
1	Crucero 810 NE	4.0 x 4.0	m	256,87	85	21.834
2	By pass 903	4.0 x 4.0	m	256,87	85	21.834
3	Camaras/ ventanas	3.0 x 3.0	m	209,34		0
	Total				170	43.668

Item	Sostenimiento	Sección	Und	Costo Directo	Metrado Mes	Monto C. Directo
1	Perno hidrabolt 29mm x 2.1m		und	19,87	567	11.262
2	Lanzamiento de shotcrete con fibra	2 pulg	m2	27,26	850	23.170
	Total					34.431

	TOTAL COSTO DIRECTO					108.500
--	----------------------------	--	--	--	--	----------------

Tabla N° 77

7.7.2 Calculo de % de gastos generales

El costo fijo que tendra la unidad sera de US\$ 23,070; el cual representa el 21% de la valorización típica mensual. (Vease Tabla N° 78).

ANALISIS DE GASTOS GENERALES

Monto de Obra estimada				
Costo Directo Mensual			108.500	
Descripción	Cantidad	Costo US\$	US\$ / mes	Valoriz. Mes
Sueldos Empleados (Incluye Beneficios Sociales)				
Jefes de guardia	3	2.136	6.409	17,72%
Bodeguero	1	703	703	0,65%
Mecanico electrico	2	1.032	2.063	1,90%
Servicio Locación de Servicios Mantto Atlas Copco	1	3.550	3.550	3,27%
Chofer (camioneta)	2	703	1.406	1,30%
Subtotal	9		14.132	24,84%
Alimentación, alojamiento, implementos y útiles de oficina				
Alimentación empleados			720	0,66%
Implementos de seguridad empleados			513	0,47%
Subtotal			1.233	1,14%
Transporte de personal				
Camioneta de supervisión mina (12 Horas)			1.740	1,60%
Camión de servicios (2 turnos de 12 Horas)			3.300	3,04%
Combustible camioneta - camión de servicios y camioneta			1.712	1,58%
Subtotal			6.752	6,22%
Equipos menores				
Lampara minera	3000	0,08	239,25	0,22%
Cargador de lamparas	600	0,10	57,00	0,05%
Equipo soldadura	200	0,47	93,75	0,09%
Subtotal			390	0,36%
Seguros				
Seguro de transporte de personal	0,083	5000	417	0,38%
Subtotal			417	0,38%
Afiliación de personal				
Trabajadores	21			
Examen medico pre-ocupacional	0,167	550,00	92	0,08%
Contrato de trabajo, Ministerio	0,083	250,00	21	0,02%
Inscripción Esasalud	0,042	320,00	13	0,01%
Gastos de identificación de personal	0,083	10,00	1	0,00%
Identificación personal Discamec	0,083	250,00	21	0,02%
			148	0,14%
Total gastos generales y supervisión local US\$ / Mes			23.070	21,00%

Tabla N° 78

7.7.3 Calculo de utilidad

La utilidad por contrato será un 10% del costo fijo, la misma que será aplicada a todos los trabajos que son ofertados en el presente proyecto.

7.7.4 Movilización y desmovilización de equipos

El monto a considerar para movilización y desmovilización de equipos sera el mismo para ambos casos, dado que estaríamos hablando del mismo número de equipos.

7.7.5 Resumen de precios unitarios

Las estructuras unitarias de cada actividad serán detalladas en los anexos técnicos. (Vease Tabla N° 79).

7.7.6 Monto de obra

El monto de Obra estimado mediante la modalidad de transporte con volquete esta en el orden de los **US\$ 4'706,518**. (Vease Tabla N° 80).

7.7.7 Cronograma de Trabajo (Véase Lamina N° 49).

Tabla N° 79

RESUMEN DE PRECIOS UNITARIOS - PROYECTO CRUCERO 810 CON MINETRUCK MT 2010 (*)
EN US\$ DOLARES

* No incluyen el IGV

Movilización y desmovilización	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivo	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 0,0%	Utilidad 0,0%	Total US\$ / und
Movilización de equipos	Gl						6000,00	0,00	0,00	6000,00
Desmovilización de equipos	Gl						6000,00	0,00	0,00	6000,00

Costo Fijo equipos	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivo	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 21,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
Costo Alquiler Jumbo Electro hidráulico (Posesión)	Gl					16.777	16.777	3.523	1.678	21.977
Costo Alquiler ST 3.5 (Posesión)	Gl					13.625	13.625	2.861	1.362	17.848

1,00 Excavaciones	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivo	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 21,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
1,01 Crucero/ by pass/ acceso 4.00 x 4.00	m.	54,74	38,46	73,24	1,63	88,80	256,87	53,94	25,69	336,50
1,02 Camara 3.00 x 3.50	m.	55,38	27,32	66,96	1,75	67,09	218,49	45,88	21,85	286,22
1,03 Camara 3.00 x 3.00	m.	55,38	26,74	63,82	1,75	61,66	209,34	43,96	20,93	274,24
1,04 Desquinche con Jumbo	m.	0,35	0,99	3,65	0,06	4,40	9,45	1,98	0,95	12,38

2,00 Sostenimiento	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivo	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 21,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
2,01 Perno hidrabolt 29mm x 2.1m	und	2,65	15,94		0,49	0,79	19,87	4,17	1,99	26,03
2,02 Cimbra metálica de 6' x 6, tipo H, de 4.5 mx 4.5 m	und	87,97	5,28		19,56	42,28	155,08	32,57	15,51	203,15
2,03 Planchas metálicas, tipo trapezoidal de 4mm de espesor	kg	0,23	0,03		0,08	0,76	1,10	0,23	0,11	1,44
2,04 Lanzamiento de shotcrete con fibra (espesor = 2")	m2	3,09	21,08		0,70	2,39	27,26	5,72	2,73	35,71
(espesor = 3")	m2	4,25	28,98		0,97	3,28	37,48	7,87	3,75	49,10
(espesor = 4")	m2	5,67	38,64		1,29	4,38	49,97	10,49	5,00	65,47

3,00 Servicios	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivo	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 0,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
3,01 Alquiler de ventilador 20,000 CFM, 50 HP	Dia					20,04	20,04	0,00	2,00	22,04
3,02 Alquiler de ventilador 30,000 CFM, 75 HP	Dia					26,43	26,43	0,00	2,64	29,08

4,00 Transporte	Und	Mano de obra	Materiales	Explosivo	Epp Herramienta	Equipos	Total C.D.	GG 0,0%	Utilidad 10,0%	Total US\$ / und
-----------------	-----	--------------	------------	-----------	-----------------	---------	------------	---------	----------------	------------------

Tabla N° 80

MONTO DE OBRA PROYECTADO CRUCERO 810 CON MINETRUCK MT 2010 (*)
EN US\$ DOLARES

* No Incluye el IGV

Movilización y desmovilización	Sección	Und	Costo Directo	Metrado	Total C. Directo	GG 0%	Utilidad 0%	Total US\$
Movilización de equipos		Gl	6.000	1,00	6.000	0	0	6.000
Desmovilización de equipos		Gl	6.000	1,00	6.000	0	0	6.000
Total					12.000	0	0	12.000

Costo Fijo equipos	Sección	Und	Costo Directo	Metrado	Total C. Directo	GG 21%	Utilidad 10%	Total US\$
Costo Alquiler Jumbo Electro hidráulico (Posesión)		Gl	16.777	34,5	578.789	121.546	57.879	758.214
Costo Alquiler ST 3.5 (Posesión)		Gl	13.625	34,5	470.051	98.711	47.005	615.767
Total					1.048.840	220.256	104.884	1.373.981

Excavaciones	Sección	Und	Costo Directo	Metrado	Total C. Directo	GG 21%	Utilidad 10%	Total US\$
1 Crucero 810 NE	4.0 x 4.0	m	256,87	2.250	577.955	121.371	57.796	757.121
2 By pass 903	4.0 x 4.0	m	256,87	800	205.495	43.154	20.550	269.199
3 Camara sub estación electrica*	5.0 x 4.5	m	256,87	10	2.569	539	257	3.365
4 Comedor nivel 820*	5.5 x 5.0	m	256,87	15	3.853	809	385	5.047
5 Camaras de acumulación de desmonte	3.0 x 3.0	m	209,34	180	37.682	7.913	3.768	49.363
6 Accesos y camaras para scoop	3.0 x 3.0	m	209,34	441	92.320	19.387	9.232	120.939
7 Camaras carguio de Camión de bajo perfil	3.0 x 3.5	m	218,49	270	58.992	12.388	5.899	77.280
8 Desquinche con jumbo		m3	9,45	238	2.245	471	224	2.940
Total				3.966	981.111	206.033	98.111	1.285.255

* Se valoriza con sección 4.00 x 4.00, diferencia de sección se valoriza como desquinche

Item	Sostenimiento	Sección	Und	Costo Directo	Cantidad	Total C. Directo	GG 21%	Utilidad 10%	Total US\$
1	Perno Hidrabolt 29mm x 2.1m		und	19,87	10.272	204.135	42.868	20.413	267.417
2	Lanzamiento de shotcrete con fibra 2"		m2	27,26	15.250	415.691	87.295	41.569	544.556
Total						619.826	130.164	61.983	811.972

Item	Servicios	Meses	Und	Costo Directo	Cantidad Mes	Total C. Directo	GG 0%	Utilidad 10%	Total US\$
1	Alquiler de ventilador 20,000 cfm 50 hp(*)	4	mes	601,21	34,5	82.967	0	8.297	91.264
2	Alquiler de ventilador 30,000 cfm 75 hp	1	mes	793,03	34,5	27.360	0	2.736	30.096
Total						110.327	0	11.033	121.359

(*) cantidades estimadas al centro de gravedad del proyecto

Item	Transporte	Und	Costo Directo	Tonelaje	Total C. Directo	GG 0%	Utilidad 10%	Total US\$
1	Transporte de desmonte con volquete Nv 820. Sis XC 810	ton	6,33	126.172	799.052	0	79.905	878.957
2	Transporte de desmonte con volquete Nv 820. Sis BP 093	ton	5,66	35.840	202.721	0	20.272	222.994

**ANEXOS DE
PRECIOS UNITARIOS
CON CAMION DE BAJO PERFIL MT 2010**

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	CRUCERO/ BY PASS/ ACCESO 4.00 x 4.00			Rendimiento:	3,00	9,94 mt : pie
DIMENSIONES:	4,00	X	4,00	Longitud barra:	3,56	12,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA:	ML			Longitud efectiva:	3,36	11,040 mt : pie
ELABORADO POR:	MLM			Eficiencia voladura:	90%	
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820			No taladros perforados:	39,00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE			No taladros disparados:	36,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Pies perforados:	430,56	pp / disparo
INCLUYE:	JUMBO			Volumen roto:	48,60	m3 / disparo
	LIMPIEZA CON SCOOP A		150	Tonelaje roto:	136,08	ton / disparo
CUNETÁ:	0,40	X	0,50	Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr
				Rendimiento scoop cargulo camión bajo perfil:	108,04	ton / hr
				Rendimiento jumbo 51 mm:	55,00	mt / hr
				Rendimiento jumbo 89 mm:	29,00	mt / hr
				Densidad del material:	2,80	ton / m3
				Factor de Carga:	31,52	kg / ml

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1,00	Mano de Obra					45,92	
	Costo fijo mano de obra (Jumero,ayud jumbo, scooper)					4,69	
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,06		
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	4,14	54,74
2,00	Materiales						
	Aceros jack leg (cuneta, cancamos)	34,50	pp	0,13	4,34	1,45	
	Aceros brocas 51 mm	430,56	pp	0,15	65,01	21,67	
	Aceros brocas 89 mm	33,12	pp	0,45	14,79	4,93	
	Manguera de ventilacion 36"	3,00	ml	4,84	14,52	4,84	
	Manguera de jebe 1" (100 m)	1,00	ml	2,55	2,55	0,85	
	Caja arrancadora para jumbo y accesorios	0,003	und	1.800,00	6,00	2,00	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,39	
	Alcayatas de Fe 1/2"	1,00	und	0,92	0,92	0,31	
	Alcayatas de Fe 3/4"	3,00	und	1,15	3,44	1,15	
	Cemento	0,40	bol	6,60	2,64	0,88	36,46
3,00	Explosivos						
	Semexa Semi gelatina 65% 7/8" X 7"	76,00	cart	0,15	11,33	3,78	
	Semexa Semi gelatina 65% 1 1/2" X 12"	189,00	cart	0,66	124,73	41,58	
	Semexa Gelatina 75% 1 1/8" X 8"	123,00	cart	0,27	33,66	11,22	
	Carrex de 7 ft.(detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,99	0,33	
	Panel	36,00	und	1,24	44,64	14,88	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	mt	0,26	0,26	0,09	
	Cordon detonante 3P	30,00	mt	0,14	4,10	1,37	73,24
4,00	Implementos y herramientas						
	Herramientas, Implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	1,63	1,63
5,00	Equipos						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,73	h-m	38,03	103,98	34,66	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,06	9,03	3,01	
	Maquina Jack Leg (cuneta, cancamos)	34,50	pp	0,11	3,88	1,29	
	Variable Scoop (Limpieza a 150 m del frente)	3,00	h-m	35,07	105,34	35,11	
	Variable Scoop (Cargulo a camión de bajo perfil)	1,26	h-m	35,07	44,18	14,73	88,80
Costo directo							256,87
Gastos Generales		21,0%					53,94
Utilidad		10,0%					25,69
Costo Total		US\$ /	ML				336,50

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	ACCESO/ CAMARA/ VENTANA 3.00 x 3.50			Rendimiento:	2,80	9,18 mt : pie	
DIMENSIONES :	3,00	X	3,50	Longitud barra:	3,658	12,000 mt : pie	
UNIDAD DE MEDIDA :	ML			Longitud efectiva:	3,292	10,800 mt : pie	
ELABORADO POR :	MLM			Eficiencia voladura:	85%		
UNIDAD DE PRODUCCION :	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820			No taladros perforados:	35,00	tal / frente	
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE			No taladros disparados:	33,00	tal / frente	
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Pies perforados:	378,00	pp / disparo	
INCLUYE :	JUMBO			Volumen roto:	29,38	m3 / disparo	
	LIMPIEZA CON SCOOP A			150	Tonelaje roto:	82,28	ton / disparo
				Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr	
				Rendimiento scoop carguío volquete:	108,04	ton / hr	
				Rendimiento jumbo 51 mm:	55,00	mt / hr	
				Rendimiento jumbo 89 mm:	29,00	mt / hr	
				Densidad del material:	2,80	ton / m3	
				Factor de Carga:	28,37	kg / ml	

Item	Descripción	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	Total (US\$)
1,00	MANO DE OBRA						
	Costo fijo mano de obra (Jumbero, ayud jumb, scooper)					45,92	
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,08	5,03	
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	4,44	55,38
2,00	MATERIALES						
	Aceros brocas 51 mm	378,00	pp	0,15	57,07	20,40	
	Aceros brocas 89 mm	21,80	pp	0,45	9,84	3,45	
	Manguera de ventilación 24"		ml	3,38	0,00	0,00	
	Manguera de jete 1" (100 m)	1,00	ml	2,55	2,55	0,91	
	Caja arrancadora para jumbo y accesorios	0,00	und	1.800,00	6,00	2,14	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,42	
	Alicatas de Fe 1/2"		und	0,92	0,00	0,00	
	Alicatas de Fe 3/4"		und	1,15	0,00	0,00	
	Cemento		bols	6,60	0,00	0,00	27,32
3,00	EXPLOSIVOS						
	Samexa Semi gelatino 65% 7/8" X 7"	72,00	cart	0,15	10,48	3,74	
	Samexa Semi gelatino 65% 1 1/2" X 12"	186,00	cart	0,68	109,55	39,15	
	Samexa Gelatina 75% 1 1/8" X 8"	82,00	cart	0,27	22,44	8,02	
	Carmex de 7 ft (detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,99	0,35	
	Fanel	33,00	und	1,24	40,92	14,62	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	mt	0,26	0,26	0,09	
	Cordon detonante 3P	20,00	mt	0,14	2,73	0,98	65,96
4,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Herramientas, Implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	1,75	1,75
5,00	EQUIPOS						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,32	h-m	38,03	88,30	31,58	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,08	9,03	3,23	
	Variable Scoop ST 3.5 (Limpieza a 150 m del frente)	1,82	h-m	35,07	63,68	22,78	
	Variable Scoop (Carguío a camión de bajo perfil)	0,76	h-m	35,07	26,71	9,54	67,09
Costo directo							218,49
		Gastos Generales	21,0%				45,88
		Utilidad	10,0%				21,85
Costo Total		US\$ /	ML				286,22

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA:	CAMARA 3.00 x 3.00	Rendimiento:	2,80	9,16 mt : pie
DIMENSIONES:	3,00 X 3,00	Longitud barra:	3,656	12,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA:	ML	Longitud efectiva:	3,292	10,800 mt : pie
ELABORADO POR:	MLM	Eficiencia voladura:	85%	
UNIDAD DE PRODUCCION:	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820	No taladros perforados:	34,00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE	No taladros disparados:	32,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA	Pies perforados:	367,20	pp / disparo
INCLUYE:	JUMBO	Volumen roto:	25,18	m3 / disparo
	LIMPIEZA CON SCOOP A 150	Tonelaje roto:	70,51	ton / disparo
		Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr
		Rendimiento scoop carguio volquete:	108,04	ton / hr
		Rendimiento jumbo 51 mm:	55,00	mt / hr
		Rendimiento jumbo 89 mm:	29,00	mt / hr
		Densidad del material:	2,80	ton / m3
		Factor de Carga:	26,87	kg / ml

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1,00	MANO DE OBRA						
	Costo fijo mano de obra (Jumbos, ayud jumb, scooper)					45,92	
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,08	5,03	
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	4,44	55,38
2,00	MATERIALES						
	Aceros brocas 51 mm	367,20	pp	0,15	55,44	19,81	
	Aceros brocas 89 mm	21,80	pp	0,45	9,84	3,45	
	Manga de ventilación 24"		ml	3,38	0,00	0,00	
	Manguera de jebes 1" (100 m)	1,00	mt	2,55	2,55	0,91	
	Caja arrancadora para jumbo y accesorios	0,00	und	1.800,00	6,00	2,14	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,42	
	Alcayatas de Fe 1/2"		und	0,92	0,00	0,00	
	Alcayatas de Fe 3/4"		und	1,15	0,00	0,00	
	Cemento		bols	6,60	0,00	0,00	26,74
3,00	EXPLOSIVOS						
	Semexa Semi gelatina 65% 7/8" X 7"	72,00	cart	0,15	10,46	3,74	
	Semexa Semi gelatina 85% 1 1/2" X 12"	155,00	cart	0,66	102,29	36,56	
	Semexa Gelatina 75% 1 1/8" X 8"	81,00	cart	0,27	22,16	7,92	
	Carmex de 7 ft (detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,89	0,35	
	Fanel	32,00	und	1,24	39,88	14,18	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	mt	0,26	0,26	0,09	
	Cordon detonante 3P	20,00	mt	0,14	2,73	0,98	63,82
4,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Herramientas, Implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	1,75	1,75
5,00	EQUIPOS						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,26	h-m	38,03	86,02	30,74	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,06	9,03	3,23	
	Variable Scoop ST 3.5 (Limpieza a 150 m del frente)	1,56	h-m	35,07	54,58	19,51	
	Variable Scoop (Carguio a camión de bajo perfil)	0,65	h-m	35,07	22,89	8,18	61,66
Costo directo							209,34
Gastos Generales		21,0%					43,96
Utilidad		10,0%					20,93
Costo Total		US\$ / ML					274,24

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

PARTIDA :	DESQUINCHE CON JUMBO			Rendimiento:	2,63	8,64 mt : pie
MALLA PERFORACION :	0,90	X	0,80	Longitud barra:	3,658	12,000 mt : pie
UNIDAD DE MEDIDA :	M3			Longitud efectiva:	3,292	10,800 mt : pie
ELABORADO POR :	MLM			Eficiencia voladura:	80%	
UNIDAD DE PRODUCCION :	SAN CRISTOBAL, NIVEL 820			No taladros perforados:	40,00	tal / frente
TIPO DE MATERIAL:	DESMONTE			No taladros disparados:	40,00	tal / frente
DUREZA MATERIAL:	MEDIA			Pies perforados:	432,00	pp / disparo
INCLUYE :	JUMBO			Volumen roto:	75,84	m3 / disparo
	LIMPIEZA CON SCOOP A 150			Tonelaje roto:	212,38	ton / disparo
				Rendimiento scoop limpieza frente:	45,31	ton / hr
				Rendimiento scoop carguío volquete:	108,04	ton / hr
				Rendimiento jumbo 51 mm:	58,00	mt / hr
				Rendimiento jumbo 89 mm:	29,00	mt / hr
				Densidad del material:	2,80	ton / m3
				Factor de Carga:	1,83	kg / m3

ITEM	DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	P.U.(US\$)	Parcial	SubTotal	TOTAL(US\$)
1,00	MANO DE OBRA						
	Costo fijo mano de obra (Jumbero, ayud jumbo, scooper)						
	Cargador	4,00	h-h	3,52	14,06	0,19	
	Ayudante Cargador	4,00	h-h	3,10	12,42	0,16	0,35
2,00	MATERIALES						
	Aceros brocas 51 mm	432,00	pp	0,15	65,23	0,86	
	Aceros brocas 89 mm		pp	0,45	0,00	0,00	
	Manga de ventilación 24"		ml	3,36	0,00	0,00	
	Manguera de jete 1" (100 m)	1,00	ml	2,55	2,55	0,03	
	Caja arrancador para jumbo y accesorios	0,003	und	1.800,00	6,00	0,08	
	Chupones jumbo hembra	0,02	und	70,00	1,17	0,02	
	Alcayatas de Fe 1/2"		und	0,92	0,00	0,00	
	Alcayatas de Fe 3/4"		und	1,15	0,00	0,00	
	Cemento		bols	6,60	0,00	0,00	0,99
3,00	EXPLOSIVOS						
	Semexa Semi gelatina 65% 7/8" X 7"	0,00	cart	0,15	0,00	0,00	
	Semexa Semi gelatina 65% 1 1/2" X 12"	320,00	cart	0,66	211,18	2,78	
	Semexa Gelatina 75% 1 1/8" X 8"	40,00	cart	0,27	10,95	0,14	
	Carmex de 7 ft (detonador ensamblados)	2,00	und	0,50	0,99	0,01	
	Fanel	40,00	und	1,24	49,80	0,65	
	Mecha Rapida de Ignición	1,00	ml	0,26	0,26	0,00	
	Cordon detonante 3P	30,00	mt	0,14	4,10	0,05	3,65
4,00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS						
	Herramientas, Implementos de Seguridad Variable	8,00	h-h	0,61	4,89	0,06	0,06
5,00	EQUIPOS						
	Variable Hor Percusión Jumbo	2,39	h-m	38,03	91,04	1,20	
	Variable Hor Diesel Jumbo	0,50	h-m	18,06	9,03	0,12	
	Variable Scoop ST 3.5 (Limpieza a 150 m del frente)	4,69	h-m	35,07	164,40	2,17	
	Variable Scoop (Carguío a camión de bajo perfil)	1,97	h-m	35,07	68,94	0,91	4,40
Costo directo							9,45
Gastos Generales		21,0%					1,98
Utilidad		10,0%					0,95
Costo Total		US\$ /	M3				12,38

Capítulo VIII: Evaluación y Selección de la Propuesta Económica

8. INTRODUCCION

La extracción es la evacuación o transporte desde el interior al exterior de la mina del material obtenido de los frentes de explotación y del desmonte obtenido en el avance de labores de excavación. El diseño de sección que se emplea en una mina para realizar la extracción, sea del tipo que sea, es la labor más importante de toda la mina, pues por él circulan las personas, materiales y equipos para la explotación, además de ventilación, electricidad, aire comprimido y agua. Dada su importancia, debe seleccionarse adecuadamente su ubicación, su sección, el método de ejecución, el sostenimiento, la cota entre niveles y la propia maquinaria de extracción.

Más aún, la capacidad del sistema de extracción debe diseñarse pensando no sólo en la situación actual de la mina, sino también en las posibles necesidades futuras de producción.

8.1. Factores determinantes en la selección de equipos de transporte (Vease Tabla N° 83, Lamina N° 53).

La selección del equipo adecuado es un proceso de tecnología y toma de decisiones que conlleva a descubrir las especificaciones, funciones, rendimientos, maniobrabilidad, vida útil y costos de operación.

8.1.1. Condiciones de operación

- Es importante señalar las condiciones de mantenimiento, como son la ubicación, implementación y capacidad de los talleres, personal

calificado, apoyo logístico, cumplimiento de programas de mantenimiento, servicio post-venta por parte del proveedor.

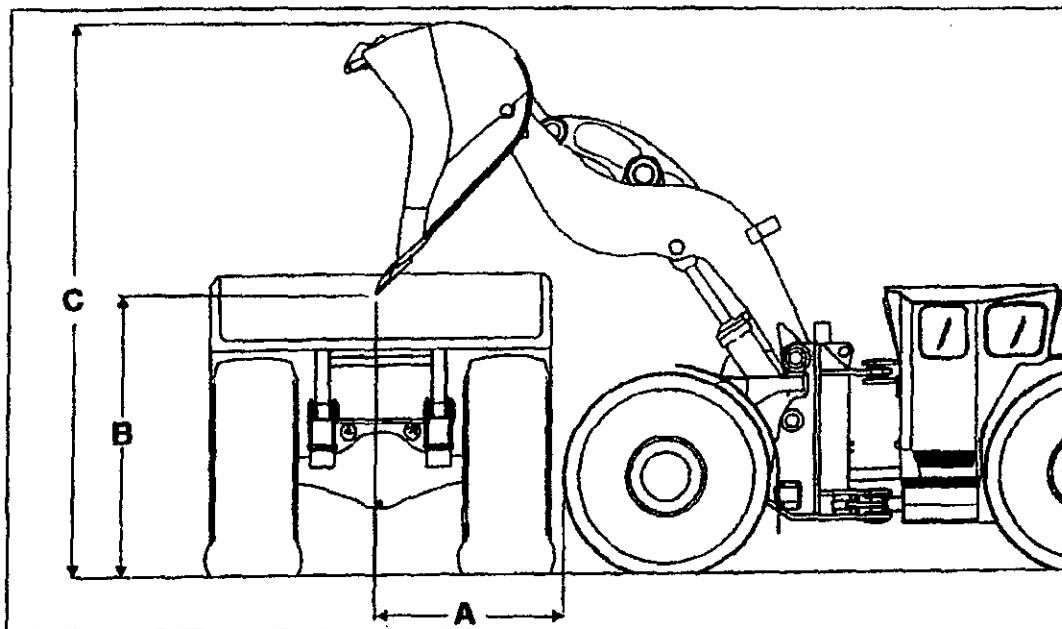
- Análisis de las condiciones de trabajo. El equipo elegido debe satisfacer las dimensiones del frente (ancho, alto y radio de giro) y la producción requerida.
- Distancia de transporte, condiciones del camino (pendiente, calidad del terreno). Distancias de acarreo con Scoop cortas, cámaras de acumulación ubicadas en cruceros principales y labores de extracción.
- Capacidad de tolva (conocer las propiedades del material a transportar tales como densidad, esponjamiento).
- Elevadas exigencias de disponibilidad (mayor número de horas reales de trabajo).
- Espacio reducido en los puntos de carga y descarga, es necesario acondicionar una zona de la labor, de forma que su sección sea suficiente para que el scoop descargue al correspondiente elemento de transporte. (Vease Tabla N° 81, Lamina N° 50).

Estándares de carguo scoop - Camiones

Cargador	Camión	A mm	B mm	C mm
Scoop ST 3.5	Camion volquete FM 6x4R	1402	1891	3835
Scoop ST 3.5	Camion de bajo perfil MT	1242	1713	3835

Tabla N° 81

ESTÁNDARES DE CARGUIO CON SCOOP



Lamina N° 50

8.1.2. Condiciones técnicas del equipo

- Se les exigen unas características especiales de robustez, y de flexibilidad (facilidad de frenado y de arranque).
- Mayo producción de la flota de transporte, rendimientos en N° viajes por hora, velocidades, componente fija (cargar, girar, descargar debe mantenerse al mínimo) y componente variable (transporte).
- Peso del vehículo, potencia del motor.
- Emparejamiento de maquinas de carga: las maquinas de carga tienen una gama de producción que varia con el tipo de material, la configuración del cucharón, el tamaño de la pila, la habilidad del operador y las condiciones del area de carga. Cualquier equipo de

carga requiere que el volumen de la cuchara se balancee con la capacidad de la tolva del camión.

De no hacerlo, se desarrollarían dificultades de operación e incrementos en el costo final de la operación por pérdidas de tiempo o tiempos de espera. Una regla práctica frecuentemente usada al seleccionar la dimensión de los camiones es que sea como mínimo 4 ó 5 veces la capacidad del cucharón. Como regla general, se recomienda no tener el equipo de carga esperando, ya que un número insuficiente de camiones originará una pérdida de producción. Además, **el cargador tiene por lo general un costo horario mucho mayor que los camiones** y si no hay un número suficiente de camiones habrá una pérdida de producción y un mayor costo.

Las combinaciones de cargador/ unidad de acarreo se indican en la tabla siguiente: (Vease Tabla N° 82).

Tons Metricas	Tons Cortas	Maquina Cargadora	Pasadas	Camión Cargado
26 27	27 88	ST 3 6	5	Volquete FM 6x4R
22 46	24 76	ST 3 6	4	Sapo perfil MT 2010

Tabla N° 82

8.1.3. Condiciones económicas del equipo

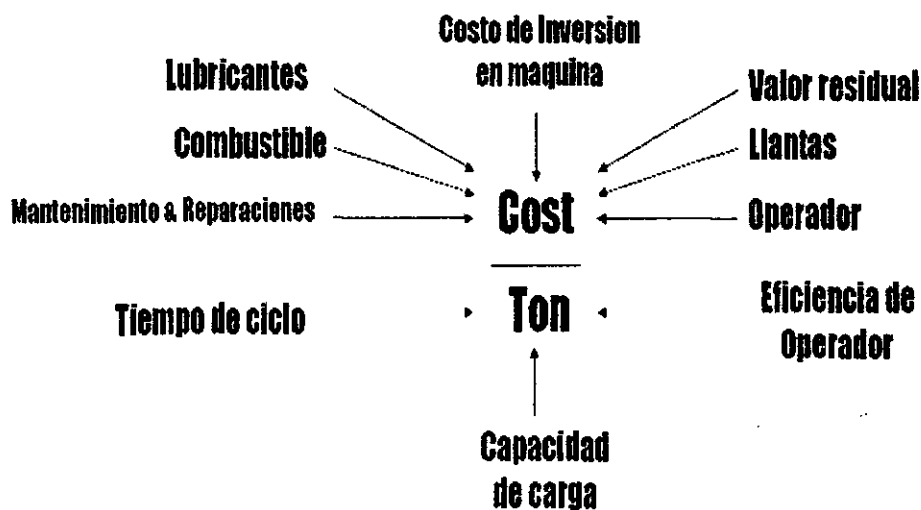
- Tanto la inversión, el costo de operación y valor remanente de la maquina son factores decisivos para encontrar la performance a través de la tarifa horaria (\$/hora).
- Mínimo costo operativo (mínimo número de elementos de transporte posible, mínima mano de obra, mínimo consumo, etc.)
- El rendimiento de una máquina se mide estableciendo una relación entre la producción por hora y los costos de posesión y operación de la maquina. A mayor capacidad, lógicamente el costo de capital

por su adquisición es mayor, con lo que habrá que buscar un equilibrio entre capacidad, rendimiento y precio.

- El rendimiento de una maquina debe medirse como el costo por unidad de material movido, una medida que incluye producción como costo. El rendimiento óptimo de una maquina se expresa de la siguiente manera: (Vease Lamina N° 51 y 52).

$$\text{Costo más bajo por tonelada} = \frac{\text{Costo por hora más bajo posible}}{\text{Producción por hora más alta posible}}$$

FACTORES QUE INCIDEN EN EL US\$/ TON



Lamina N° 51

Análisis de sensibilidad de costos - Acarreo y Transporte

Un cambio de 5% en cada uno de los factores origina un % de variación en el costo por tonelada

Variación de 5% en:	Reducción en el costo por Ton							
	0%	1%	2%	3%	4%	5%	6%	7%
Eficiencia del Operador								
Tiempo de ciclo								
Capacidad de carga								
Consumo de combustible								
Mantenimiento y reparación								
Disponibilidad Mecánica								
Utilización								
Inversión del capital								
Vida de Maquinaria								
Salario del operador								
Llantas								
Lubricantes								

NOTA: Rango aproximado de resultados finales, basado en análisis a la fecha.

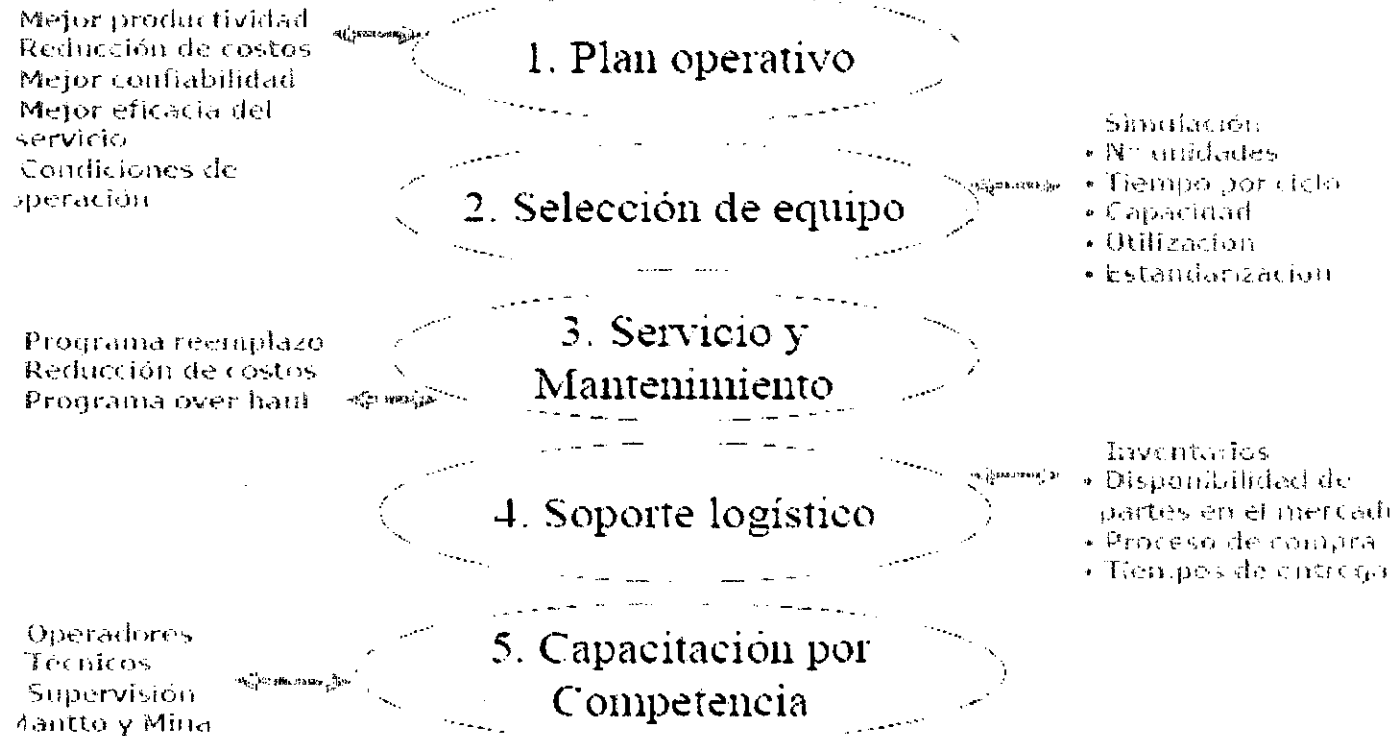
Parametros de costo, incluyendo combustible, pueden variar en gran proporción dependiendo de lugar y aplicación.

FACTORES DETERMINANTES EN LA SELECCIÓN DE EQUIPOS DE TRANSPORTE

Seguridad	Cabina	Cerrada L1EH1 (Diurna)	Cabina lateral del operador, protegido contra volcaduras.
	Frenos de servicio	Doble circuito de freno de aire comprimido.	Frenos de discos en aceite aplicados hidráulicamente. Sistema cerrado.
Desempeño y Productividad	Max. Capacidad de carga	27 ton	22 ton
	Potencia de motor	440 HP a un torque de 2200 Nm a 1050/1400 rpm	300 HP a un torque de 1369 Nm a 1350 rpm
	Capacidad de tracción	6x4 Dimensión: 12.00R24; 12.00R20 Sube hasta pendientes de 10%	4x4 Dimensión: 16.00R25 Sube hasta pendientes de 20% (max. Grad. 18%)
	Disponibilidad Mecánica	Mayor paradas por cambios de llantas, sistema de frenos, suspensión.	Sistemas cerrados, menor daño de componentes principales del equipo.
	Descarga (posición y volteo)	90 seg	60 seg
Robustez y Durabilidad	Chasis	Chasis de una pieza, flexible, liviano. Buscar maximizar la carga útil.	Chasis con articulación central (42.5° a cada lado) Absorbe irregularidades del terreno en zona de
	Peso operativo neto vacío	14.30 ton	20.50 ton
Eficiencia y Costo	Radio giro externo	8.50 m	7.50 m
	Presión sobre el suelo	180 kPa a plena de carga. Requiere mantenimiento con equipo auxiliar mas frecuente.	240 kPa a plena de carga. Produce menor daño a la ruta. Menor costo de mantenimiento de vías.
	Zona de carga subterránea	Requiere superficie plana.	No requiere preparación alguna.

Tabla N° 83

EL PROCESO DE SELECCIÓN DE EQUIPOS INVOLUCRA:



Lamina N° 53

8.2. Comparación de alternativas propuestas

Realizaremos ahora la comparación entre los dos equipos de transporte a fin de determinar el de mayor rentabilidad para los trabajos de evacuación de desmonte a superficie, solo para efectos comparativos se tendrá en consideración el rendimiento con scoop ST 3.5.

8.2.1. Comparación Técnica

Aumentar el rendimiento de transporte de **63.85 tp-kmh** con camión de bajo perfil MT 2010 a **79.47 tp-kmh** con camión volquete FM 6x4R.

COMPARACION TECNICA DE EQUIPOS

	Camión volquete FM 6x4R	MineTruck MT-2010	Scoop ST 3.5
Longitud (mm)	7255	9010	8458
Ancho (mm)	2570	2210	2038
Altura (mm)	2730	2444	2247
Radio de Giro interno (mm)	5235	4635	2561
Radio de Giro externo (mm)	8450	7490	5388
Max. Capacidad/ Viaje (TM)	27,00	22,00	6,00
Tiempo/ Ciclo (Min)	15,26	16,89	22,64
Eficiencia (TM/ Hr)	79,47	63,85	11,71
Fuerza de tracción necesaria FTN (Ton)	1,6	1,8	0,9
Tarifa Horaria (US\$/ Hr)	39,98	61,42	75,98
Eficiencia (US\$/ Ton-Km)	0,50	0,96	6,49

8.2.2. Comparación Económica

Reducción de los costos de transporte en un 36% del costo de transporte respecto al empleo de camión de bajo perfil.

De acuerdo al cuadro se puede observar que la variación como monto de Obra no representa mayor diferencia, el empleo de camión de bajo perfil emplea labores en secciones mucho menores y acorta el tiempo de ejecución del proyecto, en contrapartida involucra un sobre costo en el transporte.

COMPARACION PRESUPUESTOS PARA EJECUCION DE OBRA

Presupuesto	Camión Volquete FM 6x4R	Minetruck MT 2010	Diferencia	% Varia
Monto de Obra				
Movilización y desmovilización de equipos	12.000	12.000	0	0%
Costo fijo de equipos	1.513.370	1.373.981	139.389	10%
Excavaciones	1.450.886	1.285.255	165.632	13%
Mantenimiento	892.896	811.972	80.924	10%
Servicios	133.671	121.359	12.312	10%
Transporte	704.862	1.101.951	-397.089	-36%
Costo Ejecución de Obra US\$	4.707.686	4.706.518	1.167	0%

De acuerdo al costo por tonelada 3.53 \$/ TM (Camión volquete) a 6.80 \$/TM (Camión de bajo perfil) ahorro de 3.27 \$/TM.

COMPARACION ECONOMICA DE EQUIPOS

Presupuesto	Camión Volquete FM 6x4R US\$/TM	Minetruck MT 2010 US\$/TM	Ahorro US\$/TM	Varia %
Mesmente Producido (TM)	199.630	162.012		23%
Costos de Ejecución del Proyecto				
Movilización y desmovilización de equipos	0,06	0,07	-0,01	-19%
Costo fijo de equipos	7,58	8,48	-0,90	-11%
Excavaciones	7,27	7,93	-0,67	-8%
Mantenimiento	4,47	5,01	-0,54	-11%
Servicios	0,67	0,75	-0,08	-11%
Transporte	3,53	6,80	-3,27	-48%
Total US\$/TM	23,58	29,05	-5,47	

8.3. Selección de alternativa

En base a estos resultados, podemos decir que el Volquete FM 6x4R tiene costos de evacuación menores que el camión de bajo perfil MT 2010, por lo tanto es económicamente mas rentable.

El empleo de camiones de bajo perfil permite contar con secciones menores en el diseño de labores, esta reducción en el area de abertura ocasionalmente podría ser favorable, pero que sucede cuando existen proyectos que involucren incrementar el volumen de producción, ante una eventual modificación del diseño seria mas costoso instalar volquetes de mayor capacidad, ya que

involucrará hacer trabajos de desquiches ya sea en sección y radios de curvatura.

8.3.1. Ventajas

CAMION VOLQUETE FM 6.4R CAMION DE BAJO PERFIL MT 2010	
- Valor de adquisición menor.	- Tienen capacidad de maniobra en espacios reducidos y con estrecho radio de curvatura, al estar conformados por dos módulos unidos a un eje vertical. Angulo articulación 42.5°
- Mayor productividad/ menor flota/ menor tráfico.	- Capacidad de traslación cargado en pendientes aun de 25%, mayor capacidad de tracción.
- Motor electrónico que protege la inversión al no permitir mal manejo de chofer ni robos de combustible.	- Mayor seguridad en operaciones subterráneas, protegido contra volcadura y caída de objetos.
- Tiempos de entrega menores y servicio post venta mas diversificado.	- Mayor acero, mayor robustez que camiones convencionales, mayor vida útil.
- Sistema de autodiagnos: Apunta las eventuales fallas almacenadas en los módulos electrónicos.	- Menor costo de acondicionamiento del lugar de trabajo, incluso aunque el piso no esté en buenas condiciones.
- Menor costo de capital y operación.	- Acceso a sectores de sección reducida.
- Equipo versátil, con acoplamiento de tolvas de 12 m3 a 18 m3.	- Recorte en el tiempo de ejecución del proyecto por considerar secciones menores.
- Menor costo de repuestos.	- Tiempo de descarga menor.

8.4. Comparando otras alternativas de transporte

El problema de organización del transporte se relaciona con la carga y la extracción, pues está entre estas dos operaciones. El análisis del sistema adecuado de transporte implica también acoplarlo con la carga y la extracción. Para ello, se tienen que comparar distintas alternativas:

- Carga discontinua frente a carga continua (minador).
- Carga y transporte mediante pala de tipo LHD frente a carga mediante.
- Pala y transporte por vagones o faja.
- Cintas transportadoras con mayor pendiente y menor longitud frente a cintas menos pendientes pero más largas.
- Extracción por rampa con cinta frente a pique con skips o vagones.

CONCLUSIONES

1. La incorporación de camión volquete a trabajos subterráneos permite obtener costos operativos menores, utilizan secciones mayores pero a un menor costo de producción. (0.50 \$/ton-km vs 0.96 \$/ton-km del Minetruck MT2010).
2. De acuerdo al Proyecto en mención el costo de extracción al Nv 820 es de 3.53 \$/TM (Camión volquete) a 6.80 \$/TM (Minetruck MT2010) ahorro de 3.27 \$/TM.
3. Tiempo de ejecución de proyecto es reducido en 3.5 meses utilizando Minetruck MT2010.
4. La menor Disponibilidad Mecánica que ofrece los volquetes debe provisionar un equipo adicional como stand by.
5. La versatilidad del equipo permite adaptarse para trabajos en movimientos de suelos en superficie, modificando el diseño de tolva. (de 10 a 18 m³).
6. Como diseño de mina la inclusión de Mine truck permitirá menores distancia en la longitudinal de la rampa, por tener mayor adaptabilidad en gradientes mayores a 15%.
7. La implementación de camión volquete dispone de un diseño de mina con radios de curvatura mayores; en labores preexistentes trabajos de desquinche
8. Inversión con volquetes ofrece un menor riesgo financiero considerando las fluctuaciones del precio de metales de la última temporada.

RECOMENDACIONES

1. Definir con el cliente la responsabilidad de conservación y mantenimiento de las vías.
2. Taller de mantenimiento y suministro de combustible interior mina.
3. Estrecha comunicación entre operadores y personal de mantenimiento, capacitaciones externas, monitoreos de calidad de combustible y vida útil de llantas.
4. Mecanización de la perforación para sostenimiento, aprovechamiento del brazo telescópico que posee el Jumbo RB 281.
5. Diseño de cámaras de acumulación en función a la disponibilidad de equipos de transporte, al tipo de sección, número de labores adyacentes y distancia de acarreo.
6. A través de los monitoreos de mantenimiento se puede conocer las tendencias de desgaste de los componentes mayores y programar su reparación antes de la falla reduciendo su costo y tiempo de reparación.
7. Buscar que el número de pases del equipo de carguío no sean más de 4 ó 5. Por el contrario, una o dos cargas puede dañar el chasis del camión y al operador, por el golpe al caer el material en la tolva.
8. Cada vez se explotan partes más profundas y más difíciles de los yacimientos, debido a que las zonas más accesibles ya se han agotado, el problema de organización del transporte siempre será vigente y será cada vez más significativo.

“En una mina, las máquinas, al igual que los métodos, sólo funcionan a pleno rendimiento cuando se «organizan».

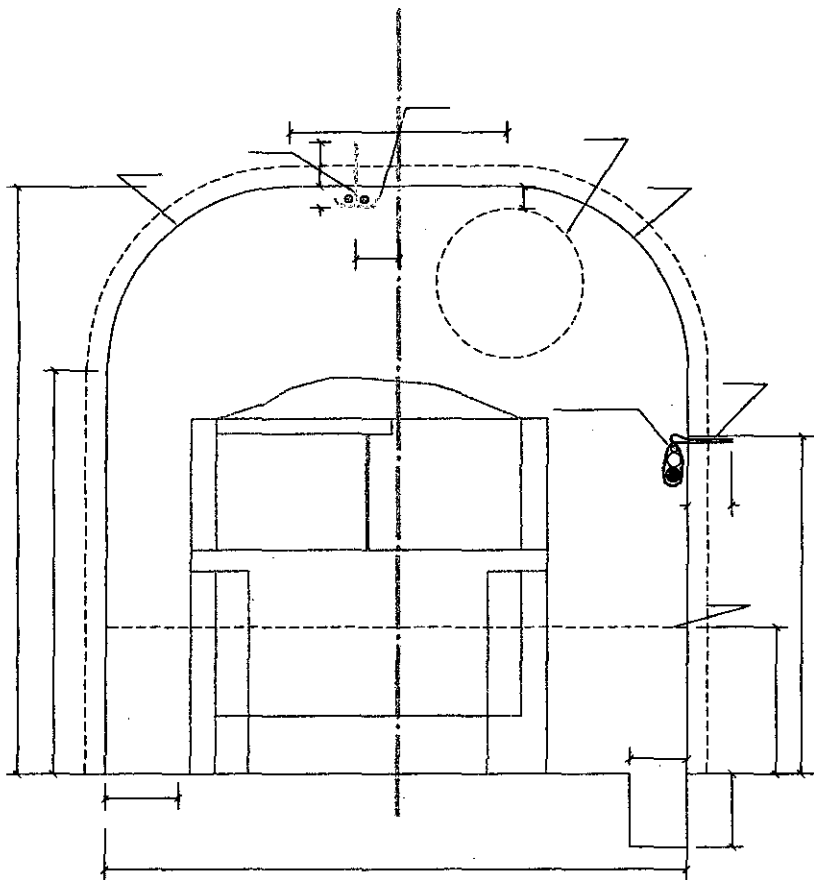
Referencias Bibliograficas:

- Maquinaria y Equipo Minero
Autor: Anibal Mallqui Tapia, Edición Huancayo Abril del 2003
- Manual de Rendimiento CATERPILLAR
Edición 28
- Díaz Aguado, María B. *Carga, transporte y extracción en minería subterránea.*
España: Septem Ediciones, 2006. p 24.
<http://site.ebrary.com/lib/bibliotecapucpsp/Doc>
Copyright © 2006. Septem Ediciones. Todos los derechos reservados.
- Underground Mining Equipment
Firts Edition
- Manuales Atlas Copco

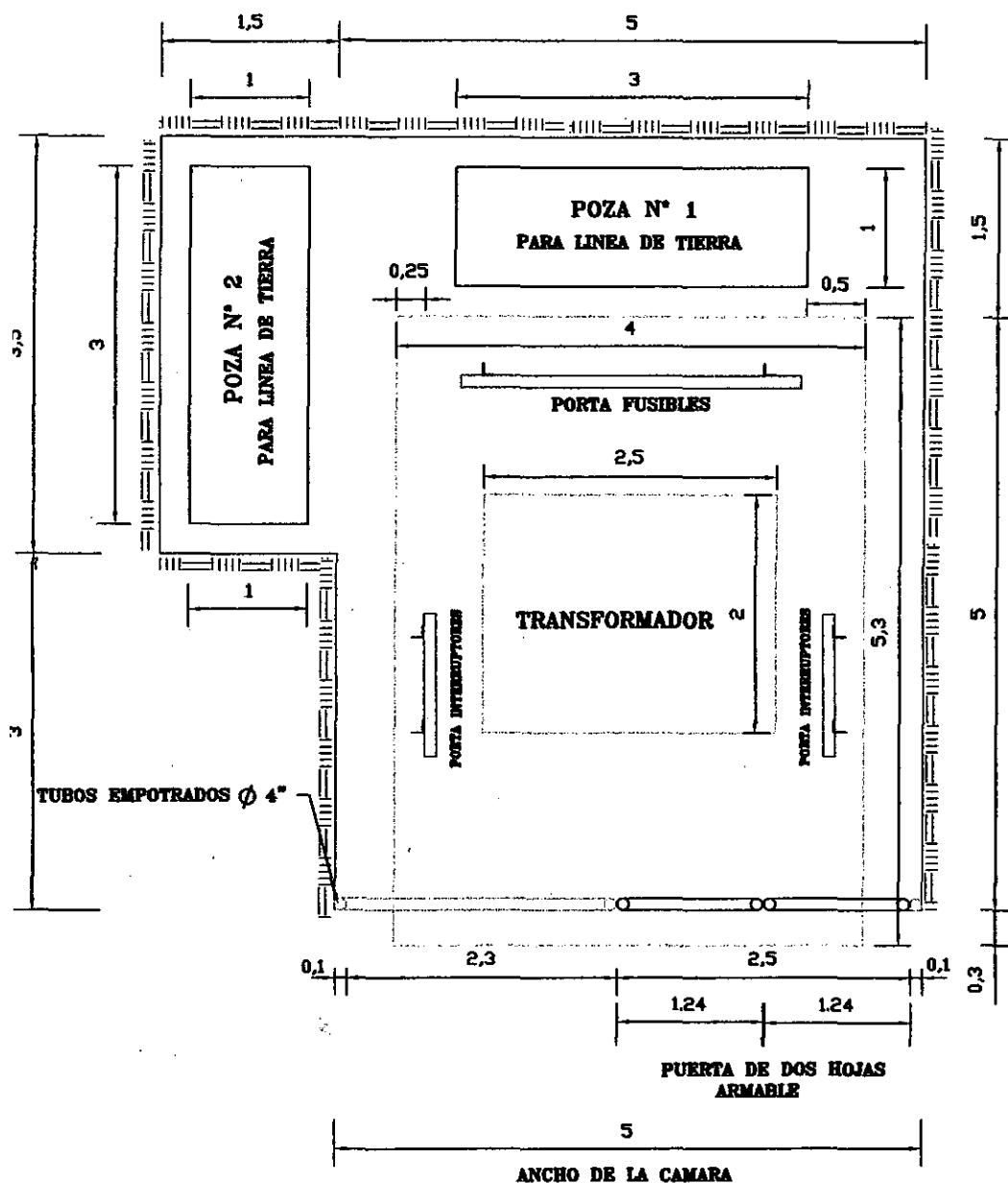
Referencias Bibliograficas:


- Maquinaria y Equipo Minero
Autor: Anibal Mallqui Tapia, Edición Huancayo Abril del 2003
- Manual de Rendimiento CATERPILLAR
Edición 28
- Díaz Aguado, María B. *Carga, transporte y extracción en minería subterránea.*
España: Septem Ediciones, 2006. p 24.
<http://site.ebrary.com/lib/bibliotecapucpsp/Doc>
Copyright © 2006. Septem Ediciones. Todos los derechos reservados.
- Underground Mining Equipment
Firts Edition
- Manuales Atlas Copco

ANEXOS

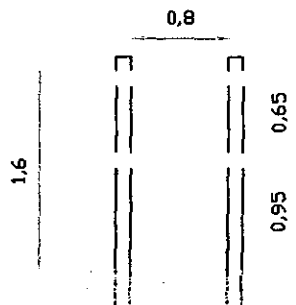


Dpto. Planeamiento		U.E.A. YAULI MINA SAN CRISTOBAL		
Proyecto	FRENTE 40 x 40 M.			
Ac. Cód.				
Int. de Edificio				
Alcorno				
Int. de Edificio				
Ac. Cód.	Fecha	Edición	1/50	

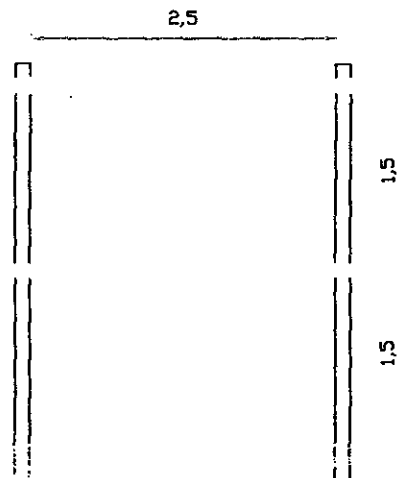



	JEFE DE INGENIERIA	• DR. G. CARRERA	Departamento de Ingenieria URA-YAULI MINA SAN CRISTOBAL PLANTA SUB ESTACION INTERIOR MINA	ESCALA	1/50
	JEFE DE TOPOGRAFIA	• R. TUNES		COORD.	
	TOPOGRAFO DE ZONA	•		NIVEL	
	DISEÑANTE CAD	• G.T.C.		FECHA	2007-07
	DISEÑO	• J. MONTE		PLANO	2
	REVISADO	•	APROBADO		
				GEOLOGIA	

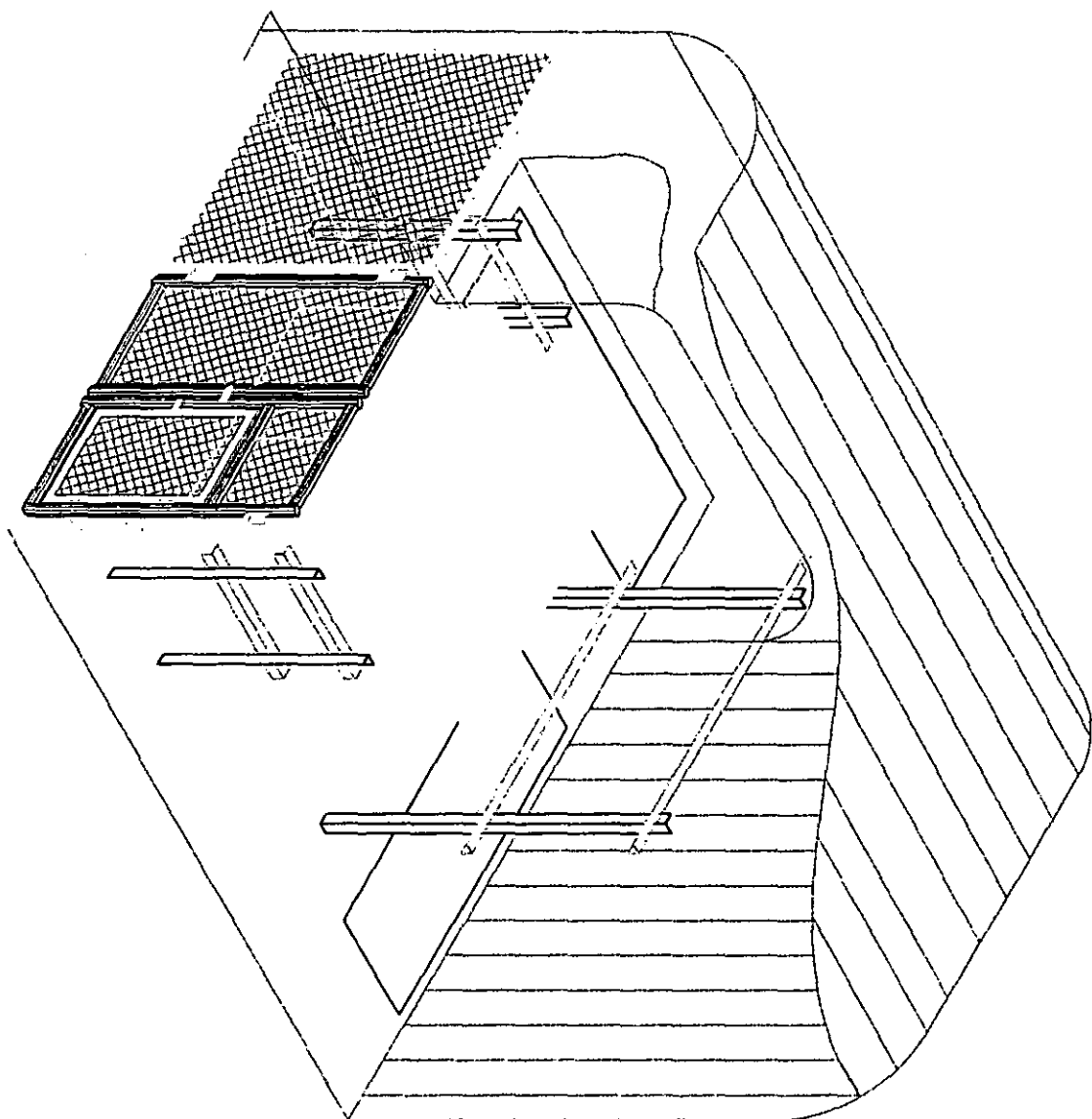
**ESTRUCTURA PARA PORTA INTERRRUPTORES
PRINCIPALES
(MEDIDA ESTANDAR)**



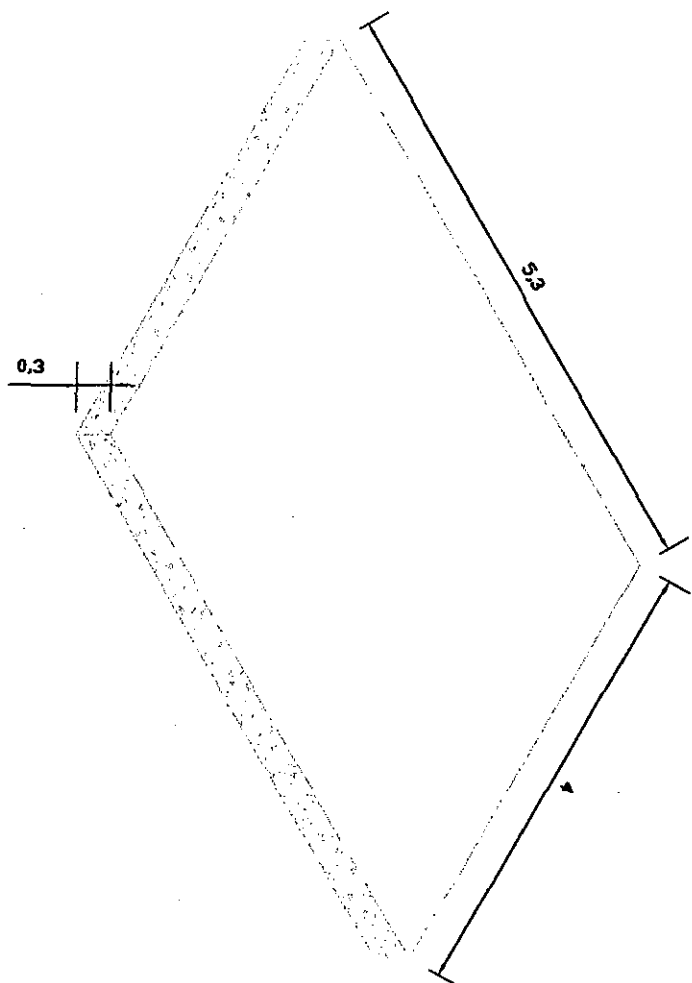
**ESTRUCTURA PARA PORTA FUSIBLES EN MEDIA TENCION
(MEDIDA ESTANDAR)**



 VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A.	Jefe de Ingeniería	ING. G. CAMERIAN	Departamento de Ingeniería UEA-YAULI MINA SAN CRISTOBA PORTA FUSIBLES-INTERRUPTORES	ESCALA	1/50
	Jefe de Topografía	E. TUBERO		COORD.	
	Topógrafo de Zona			NIVEL	
	Dibujante CAD	O.V.C.		TERCIA	NOV-0
	DISEÑO	J. MEYER		PLANO	3
	REVISADO		APROBADO		

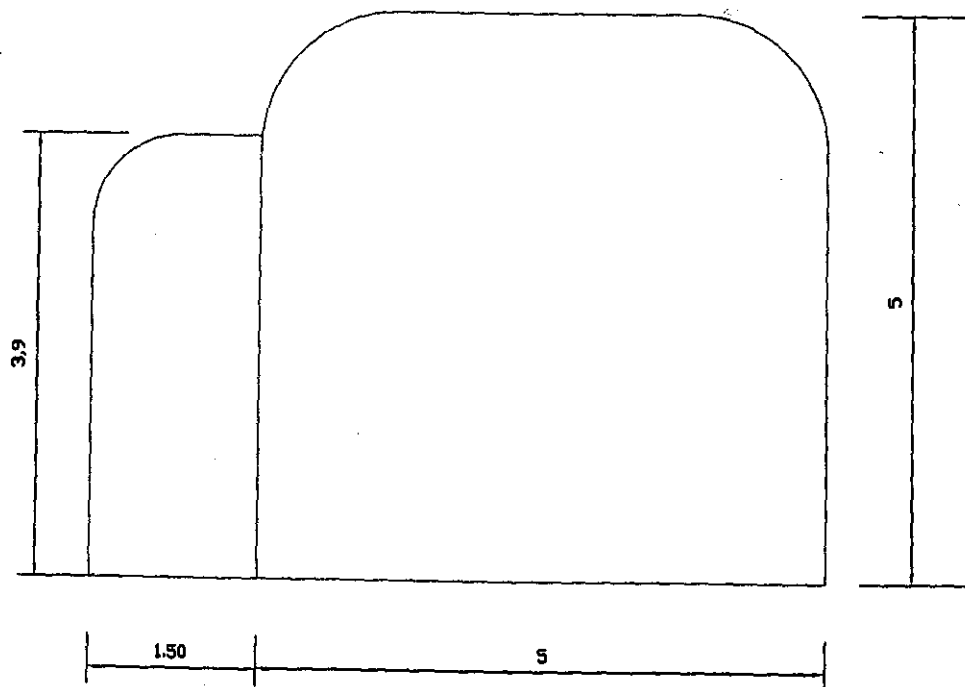


BASE PARA TRANSFORMADOR



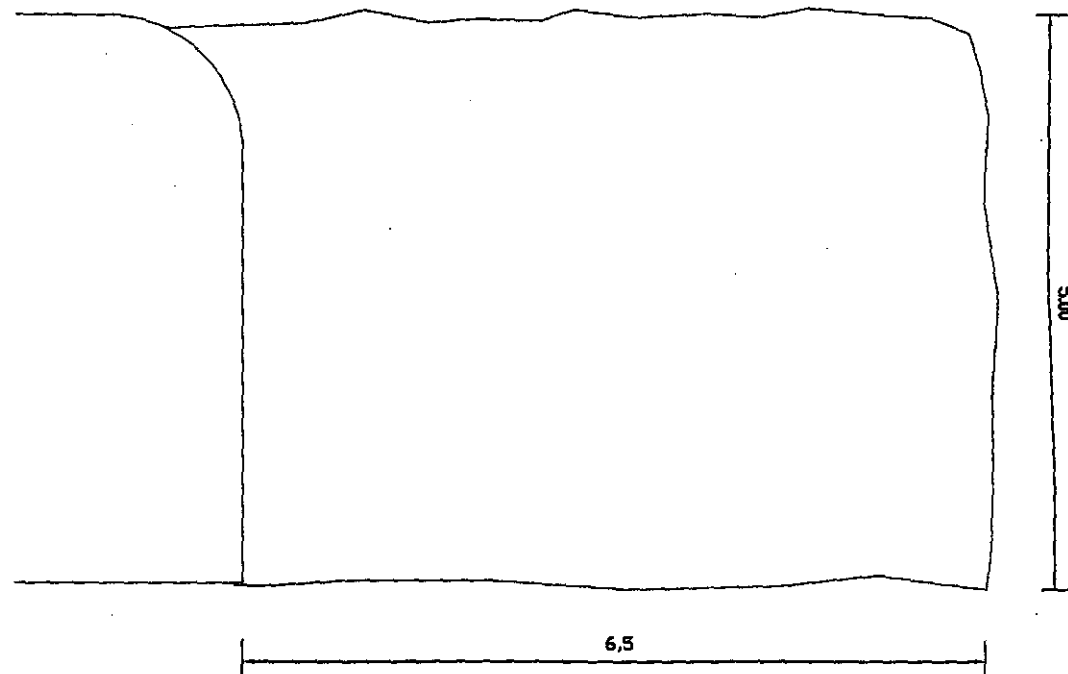
DETALLES CAMARA SUB ESTACION

SECCION DE CAMARA



CRUCERO

CAMARA



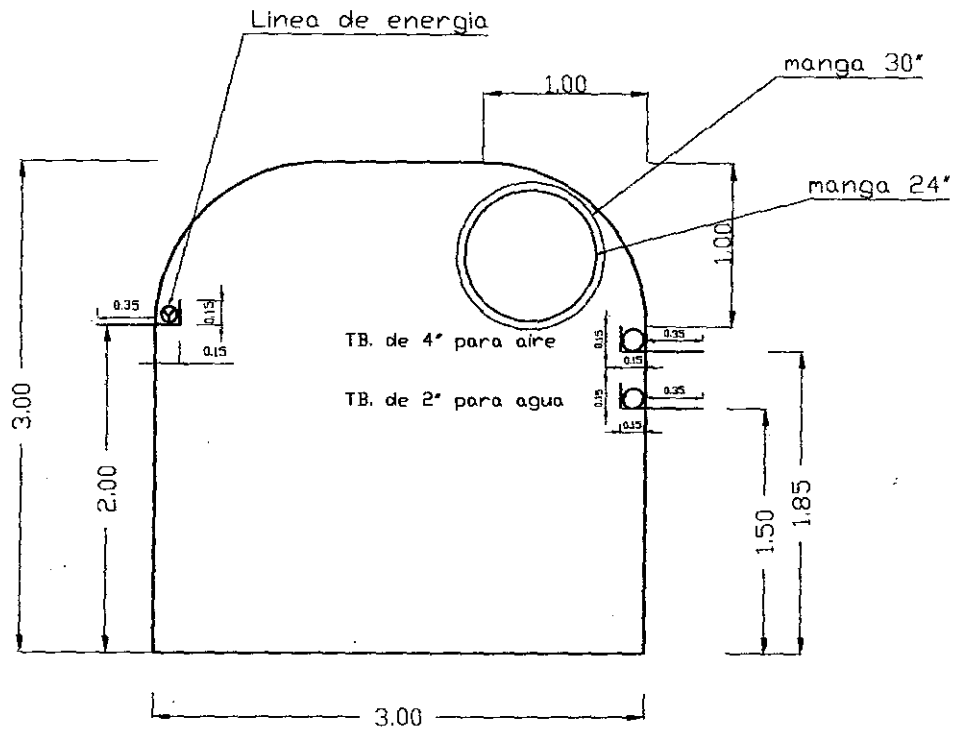
TIPO DE PROYECTO : **ING. G. GONZALEZ**
 TIPO DE PROYECTO : **ING. G. GONZALEZ**
 TIPO DE PROYECTO : **ING. G. GONZALEZ**
 TIPO DE PROYECTO : **ING. G. GONZALEZ**

Departamento de Ingenieria

UEA-YAULI MINA SAN CRISTOBAL
 CAMARA SUB ESTACION

ESCALA : 1/50
 COORDENADAS :
 NIVEL :
 FECHA : 2000-05
 PLANO : 5

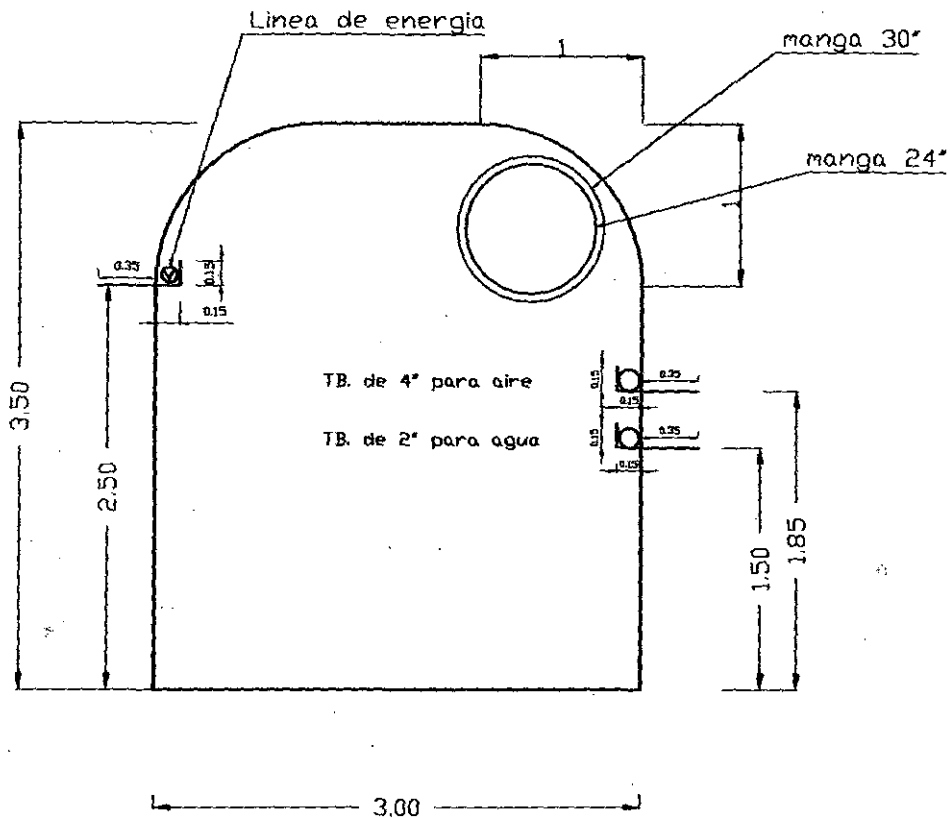
SECCION 3.0 X 3.0



USOS -Galeria -Sub Nivel
 -Acceso -Camara
 -Ventana

 VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.	JEFE DE INGENIERIA	ING. R. CONTRERAS	Departamento de Ingenieria		ESCALA: 1/50
	JEFE DE TOPOGRAFIA	B. TUBIOS			COORD.:
	TOPOGRAFO DE ZONA		U.E.A. YAULI MINA SAN CRISTOBAL		NIVEL:
	DEBUTANTE CAD	O.V.C.			FECHA:
	DISEÑO		SECCION 3.0x3.0		PLANO:
REVISADO					
		APROBADO		GEOLÓGICA	

SECCION 3.0 X 3.5



USOS -Galeria -Sub Nivel
 -Acceso -Camara
 -Ventana



JEFE DE INGENIERIA	• ENO. R. CORTES
JEFE DE TOPOGRAFIA	• R. YOSHI
TOPOGRAFIA DE OBRA	•
COORDINADOR CAD	• O.V.C.
DESENHO	•
REVISADO	•

Departamento de Ingenieria

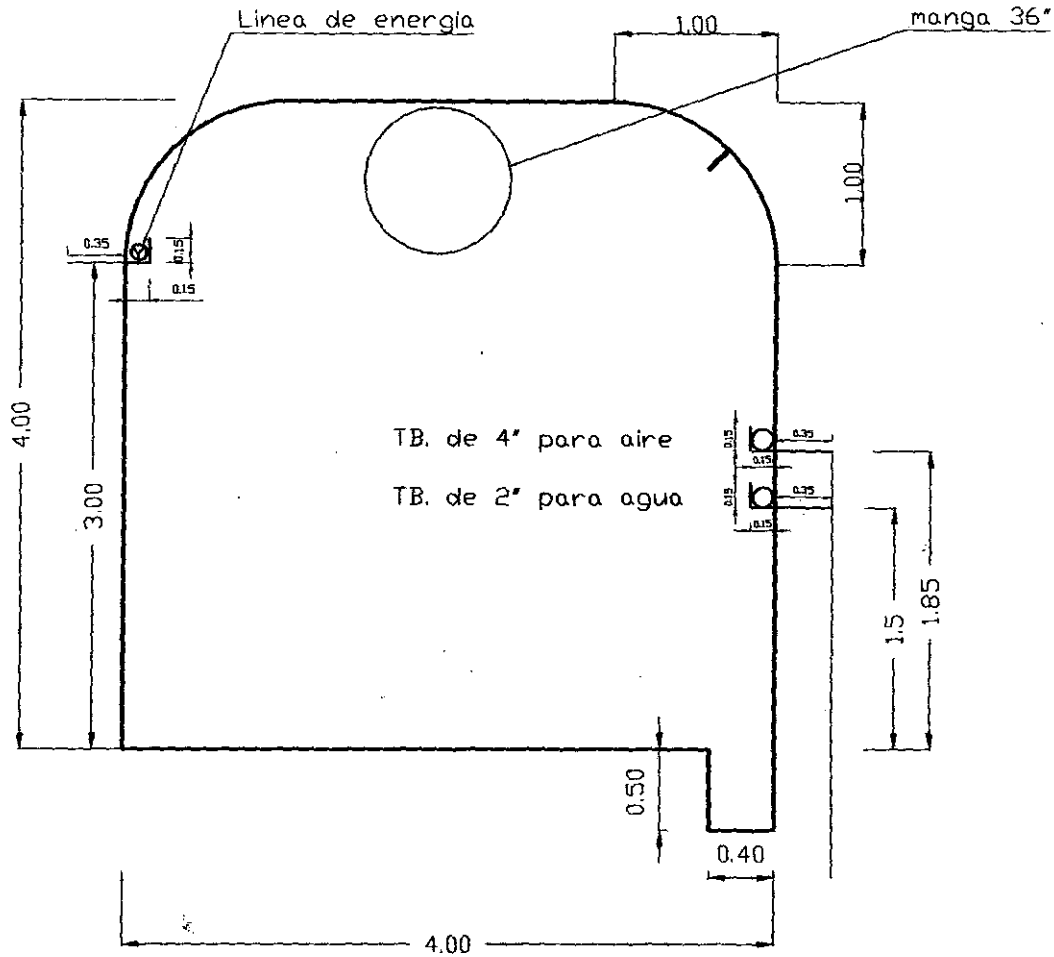
U.E.A. YAULI MINA SAN CRISTOBAL
 SECCION 3.0x3.5

APROBADO

CECLOGIA

ESCALA	1/
COORD.	1/
NIVEL	1/
FECHA	1/
PLANO	1/

SECCION 4 X 4



JEFE DE INGENIERIA	ING. O. BAYONA I.
JEFE DE TOPOGRAFIA	E. TUNOS
ZOOLOGIAFO DE ZONA	
DISEÑADOR CAD	G.V.C.
DISEÑO	ING. I. VILGA B.
REVISADO	

Departamento de Ingenieria

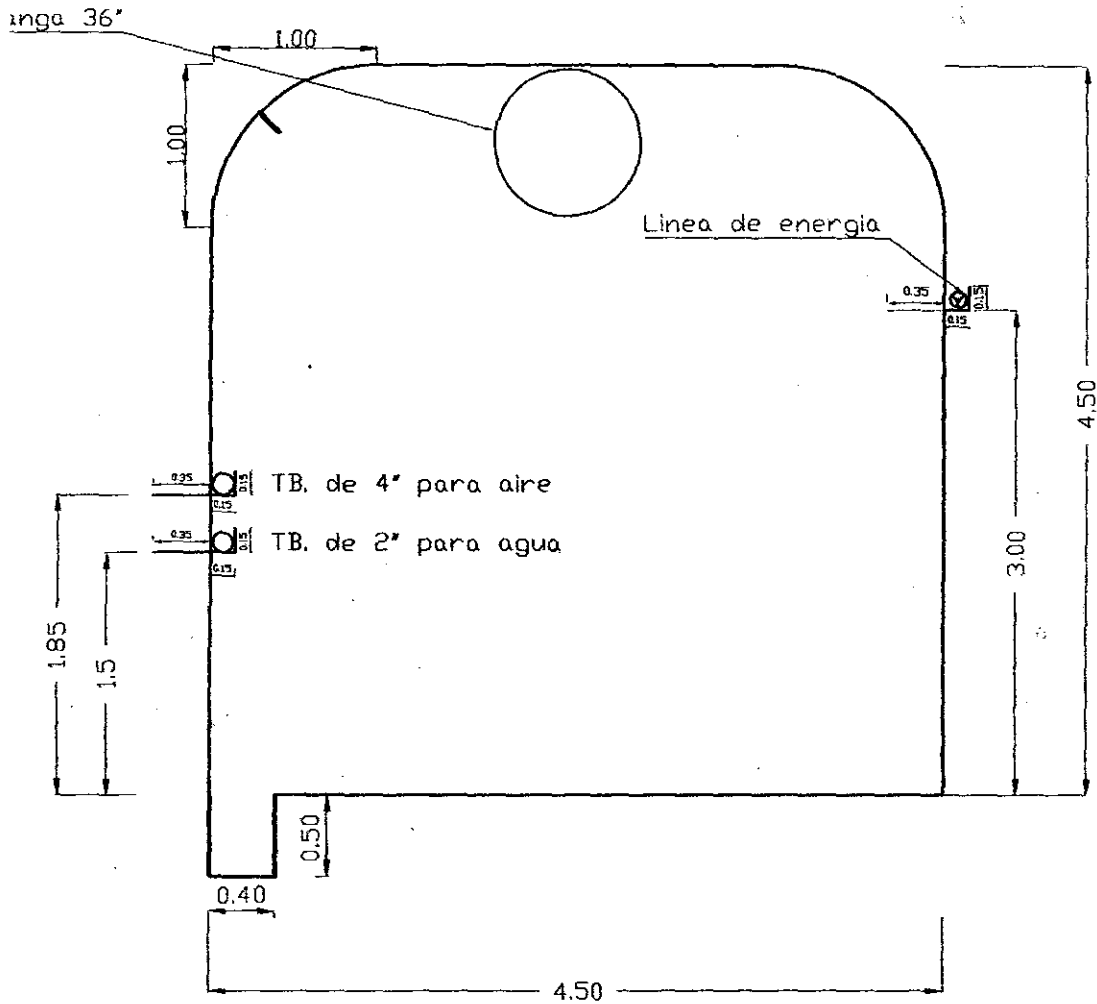
U.E.A. YAULI MINA SAN CRISTOBAL
SECCION 4x4

APROBADO

GEOLOGIA

ESCALA	1/50
COORD.	LOC
NIVEL	
FECHA	
PLANO	

SECCION 4.5 X 4.5



Jefe de Ingeniería
Jefe de Topografía
Topografía de Zona
Dibujante CAD
Diseño
Revisado

Departamento de Ingeniería

U.E.A. YAULI MINA SAN CRISTOBAL
SECCION 4.5x4.5

Aprobado

Geología

ESCALA: 1/50
COORD: LOCAL
NIVEL:
FECHA: ABR 97
PLANO:

CONDICIONES DEVIAS XC. 810 NIVEL 820

■ ANTES

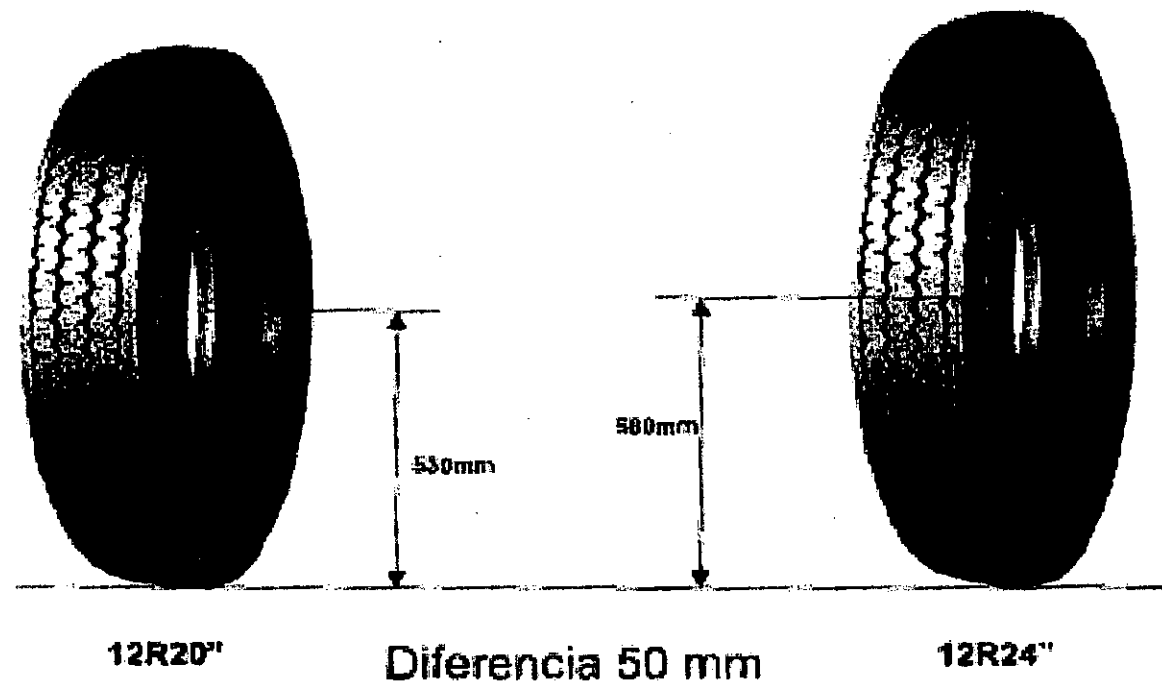
■ AHORA



Análisis reducción de altura cabina L1H1 – Versión 1

Diferencias en altura de Neumáticos

12R20" vs. 12R24"



Neumáticos ya montados en el camión en vacío

DEL PERU S.A.

COTIZACION N° INV -0136-07

JNELEROS DEL PERÚ S.A.

Date: 10/07/2007

JANAR CASTILLO HUERTA

Ref. Solicitud

OFERTA EQUIPO DE SHOTCRETE ALIVA ALIVA 246.5

IMMY TIRADO GAYOSO

SEÑORES

S LLEGAR LOS PRECIOS POR LOS ARTÍCULOS SOLICITADOS.

CANTIDAD	DESCRIPCION	PRECIO UNITARIO	PRECIO TOTAL
----------	-------------	-----------------	--------------

1	AL-246.5 EL DRIVE 400V-50/60CC, 440V-60CC, 5,6L /BASIC	15,286.61	15,286.61
1	EXTENSION HOSE 50/70X20M	755.08	755.08
1	SPRAYING NOZZLE D=50	1,029.40	1,029.40
		TOTAL US\$	17,071.09
		No Incluye IGV	

CONDICIONES GENERALES

ENTREGA : SEGUNDA SEMANA DE AGOSTO
ENTREGA : SU ALMACÉN EN LIMA
PAGO : 50% CON LA O/C, Y 50% CONTRAENTREGA
VALOR DE LA OFERTA : 30 DIAS

EN ESPERA DE VUESTRA CONFIRMACION Y ATENTOS A SUS CONSULTAS, LES SALUDA ATENTAMENTE

IMMY TIRADO GAYOSO

ATENTAMENTE

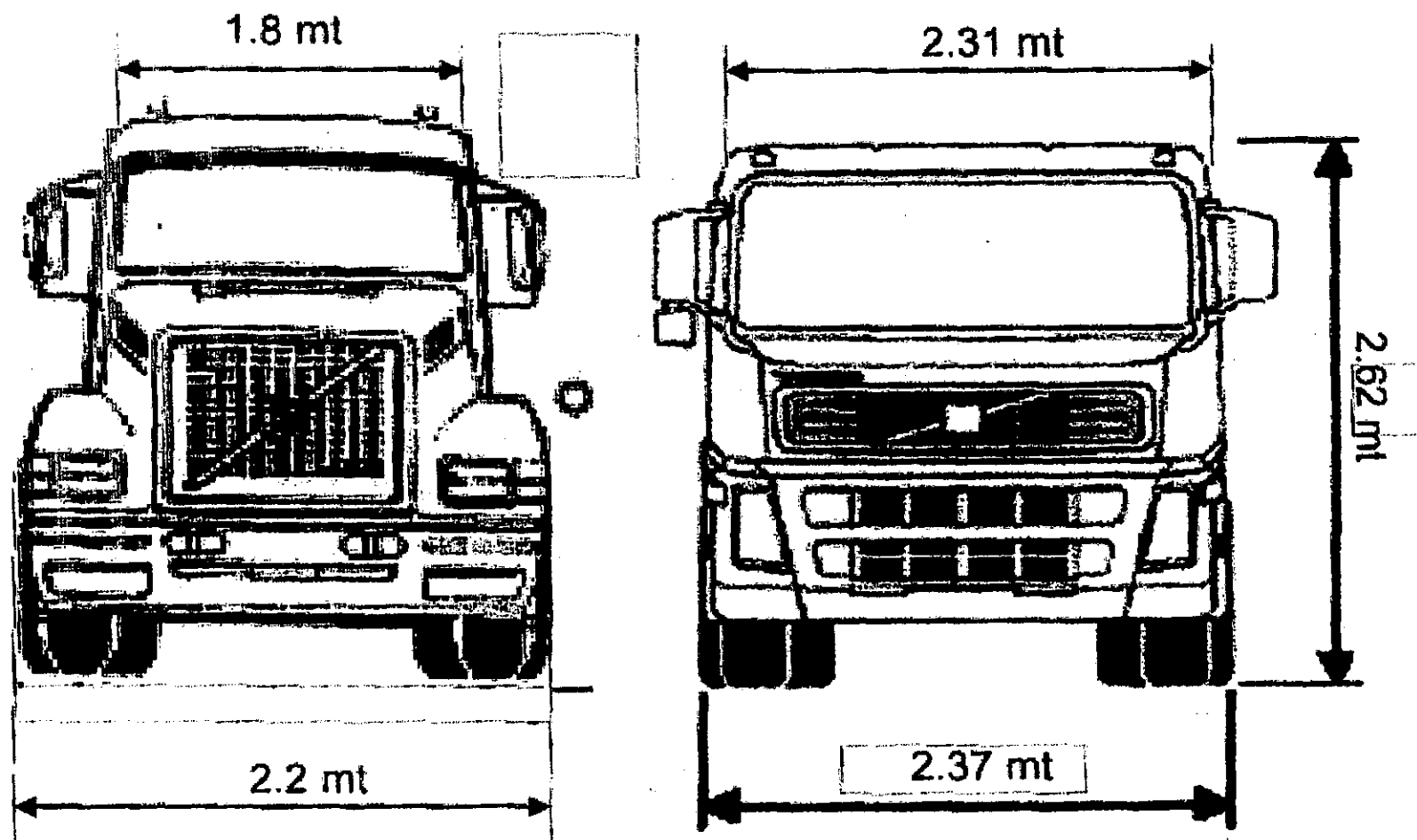
DEL PERU S.A.

Jr. Manuel Irribarren N° 1381 - Surquillo - Lima - Perú
Teléfono: 51-1-4210263 - Fax: 51-1-4419799
E-mail: thiessen@thiessenperu.com

EQUIPO	ZONA A Moderada	ZONA B Media	ZONA C Severa
CAMION DE BAJO PERFIL	<p>Trabajo de movimiento de carga con equipo bien combinado.</p> <p>Acarreos cortos y medianos en caminos bien mantenidos.</p> <p>12,000 a 15,000 Hr</p>	<p>Condiciones variables de carga y caminos de acarreo.</p> <p>Elevada resistencia a la rodadura y mala tracción durante parte del trabajo.</p> <p>Algunas pendientes adversas y cargas de impacto.</p> <p>10,000 Horas</p>	<p>Utilización continúa en caminos de acarreo en pésimo estado.</p> <p>Elevada resistencia a la rodadura y mala tracción.</p> <p>Altas cargas de impacto y pendientes adversas frecuentes.</p> <p>Equipo de carga mal combinado, con sobrecarga continua.</p> <p>8,000 Horas</p>
CARGADOR SOBRE RUEDAS	<p>Zona de cargulo en suelos firmes y parejos.</p> <p>Material de gran flujo y poca densidad.</p> <p>Carga y acarreo a distancias cortas en terreno favorable y sin pendiente.</p> <p>12,000 a 15,000 Hr</p>	<p>Materiales con densidad baja y media, con cucharón de tamaño adecuado.</p> <p>Carga en bancos de fácil excavación.</p> <p>Carga y sobre acarreo en suelos desfavorables y pendientes suaves.</p> <p>Zona de cargulo en suelos con resistencia ala rodadura de baja a media.</p> <p>10,000 a 12,00 Hr</p>	<p>Movimiento de material muy denso.</p> <p>Trabajos continuos en suelos desiguales o muy blandos.</p> <p>Carga y acarreo en bancos de excavación muy difícil.</p> <p>Distancias largas de acarreo en suelos malos y con pendientes desfavorables.</p> <p>8,000 a 10,000 Hr</p>

Análisis reducción de altura cabina L1H1 – Versión 1

Comparación contra NL12 6x4 R



TR 310, 312, 314, 316, 318, 320

IZACION DE VENTILADORES

**VENTILADOR AXIAL MINERO DE ALETAS AERODINAMICAS Y PASO VARIABLE
CA AIRTEC, MODELO VAV-25 1/4-14-3450-II-A (DOBLE ETAPA - ALTA
SION)**

CANTIDAD: 001
 Caudal de Aire : 20000 CFM
 Presión TOTAL a nivel mar y 20°C : 15.30 " CH2O
 Consumo Fuerza a nivel mar y 20°C : 69.00 HP
 Presión TOTAL 4200m.s.n.m. : 10.00 " CH2O
 Consumo Fuerza a 4200m.s.n.m. : 45.12 HP
 Motor Ventilador : 3450
 Diámetro del ventilador : Ø 25 1/4"
 Transmisión : DIRECTA
 Nivel de ruido : 105 dB(A)
 Motor TRIFASICO DOBLE EJE SIMETRICO: WEG & EBERLE, NORMA IEC
 Potencia Nom.: 50.0 HP
 Voltaje : 220/380/440 V
 Frecuencia : 60 Hz
 RPM : 3450
 Encerramiento: TEFC
 Grado de prot: IP55
 Factor de Ser: 1.15
 PROCEDENCIA : BRASIL
 Material Impulsores : Aleación especial de
 aluminio, con tratamiento
 térmico.
 Otros : Acero estructural ASTM A-36.
 Revestimiento : Pintura Epóxica con base
 zincromato y arenado a metal
 blanco (SSPC-SP5).

El equipo incluye:

- Malla protectora en la succión/desmontable con brida.
- Campana de succión con perfil elíptico, desmontable con
brida, para mayor eficiencia aerodinámica.
- 02 Ruedas directrices alineadores de flujo.
- Pies de montaje con refuerzo/desmontables.
- Ojales de suspensión.
- Caja de conexiones exterior (No obstructivo al flujo).
- Extensión de cables de motor estándar, para conexión
exterior (Cables extendidos y protegidos)
- SELLADO DE CAJA BORNERA DEL MOTOR CONTRA INGRESO DE
HUMEDAD Y CONTAMINANTES.
- Placa adicional de datos de motor, para colocar en
carcasa de ventilador.
- BALANCEO DINAMICO ELECTRONICO.
- Verificación y/o afinamiento final de nivel vibracional
acorde con lo establecido en la normas ISO 2372 y 10814.
- Pruebas de funcionamiento (Equipo probado en nuestros
talleres bajo condiciones nominales de operación)
- PROTOCOLO DE PRUEBAS MECANICAS Y ELECTRICAS.
- CURVA DE PERFORMANCE DEL EQUIPO.
- Reporte de balanceo.
- Embalaje de madera.
- Manual de instalación, mantenimiento y servicio.

Precio	US \$ 5,675.00 x 1 =	US \$ 5,675.00
	SUBTOTAL	5,675.00
	IGV (19.00%)	1,078.25
	TOTAL	US \$ 6,753.25

**VENTILADOR AXIAL MINERO DE ALETAS AERODINAMICAS Y PASO VARIABLE,
MARCA AIRTEC, MODELO VAV-32-14-3450-II-A (DOBLE ETAPA - ALTA
PRESION)**

CANTIDAD: 001

Caudal de Aire	: 30000 CFM
Presión TOTAL a nivel mar y 20°C	: 17.00 " CH2O
Consumo Fuerza a nivel mar y 20°C	: 105.00 HP
Presión TOTAL 4200m.s.n.m.	: 11.12 " CH2O
Consumo Fuerza a 4200m.s.n.m.	: 68.67 HP
RPM Ventilador	: 3500
Transmisión	: DIRECTA
Diametro del ventilador	: Ø 32"
Nivel de ruido	: 115 dB(A)
Motor TRIFASICO DOBLE EJE SIMETRICO:	WEG ó EBERLE, NORMA IEC
	Potencia Nom.: 75 HP
	Voltaje : 220/380/440 V
	Frecuencia : 60 Hz
	RPM : 3450
	Encerramiento: TEFC
	Grado de prot: IP-55
	Factor de Ser: 1.00
	PROCEDENCIA : BRASIL
Material Impulsores	: Aleación especial de aluminio, con tratamiento térmico.
Otros	: Acero estructural ASTM A-36.
Revestimiento	: Pintura Epóxica con base zincromato, previo arenado a metal blanco(SSPC-SP5)

El equipo incluye:

- Malla protectora en la succión desmontable con bridas de acople.
- Campana de succión aerodinámica (Perfil elíptico), para mejorar eficiencia y reducir nivel de ruido. Desmontable con brida. Material: Aluminio especial.
- Grasea y cañerías para lubricación desde el exterior.
- 02 Ruedas directrices alineadoras de flujo.
- Pies de montaje con refuerzos laterales/desmontables, para anclaje en plataforma.
- Caja de conexiones exterior (No obstructivo al flujo).
- Extensión de cables de motor estandar, para conexión exterior (Cables extendidos y protegidos)
- Sellado de Caja Bornera para hermetización de motor contra humedad y polvo.
- Placa adicional de datos de motor, para colocar en carcasa de ventilador.
- BALANCEO DINAMICO ELECTRONICO.
- Verificación y/o afinamiento final de nivel vibracional acorde con lo establecido en la normas ISO 2372 y 10814.
- Pruebas de funcionamiento (Equipo probado en nuestros talleres bajo condiciones nominales de operación)

- Curva de performance del equipo (Caudal, presión y potencia).
- Protocolo de pruebas mecánicas y eléctricas.
- Reporte de balanceo.
- Manual de instalación, mantenimiento y servicio.
- Embalaje de madera.

Precio	US \$ 7,580.00 x 1 =	US \$ 7,580.00
	SUBTOTAL	7,580.00
	IGV (19.00%)	1,440.20
	TOTAL	US \$ 9,020.20

TABLERO ARRANQUE ESTRELLA - TRIANGULO, 50HP-440V

Suministro de un tablero metálico del tipo mural para adosar, hermético, fabricado con plancha de fierro LAF, con acceso frontal mediante puerta con cerradura y acabado de Color RAL 7032. Totalmente conexionado con conductores TW y TFF, borneras de control, perlería Zincada y rótulos de identificación. Se incluye borne de tierra y orejas para fijación en pared.

Características Técnicas:

Tensión de aislamiento	:	690V
Tensión de servicio	:	440V
Tensión de control	:	220V
Altura de Trabajo	:	4200 msnm
Grado de protección	:	IP54
Uso	:	Ventilador

Montado y conexionado con los siguientes equipos eléctricos:

- 01 Interruptor Termomagnético, tripolar, caja moldeada, marca ABB Sace/Italia, serie Tmax, tipo T2N160 TMD100, In = 100, 30kA a 440V, 800V de tensión de aislamiento, mando manual, ejecución fija, con relé de protección termomagnético TMD, con protección por sobrecarga regulable de 0.7 a 1.0 In y por cortocircuito fija a 10 In.

* Manija rotativa para mando exterior con posibilidad de bloqueos por candado.

- 02 Contactor tripolar, marca ABB Control/Francia, modelo A63-30-10, bobina en 440VAC, 63 A en categoría AC3, con contactos auxiliares 1NA.
- 01 Contactor tripolar, marca ABB Control/Francia, modelo A50-30-10, bobina en 440VAC, 50 A en categoría AC3, con contactos auxiliares 1NA.
- 02 Relé térmico tripolar, marca ABB Stotz Kontakt/Alemania, modelo TA75DU/80, regulación de 60-80 A., clase 10, incluye contactos 1NA+1NC.
- 01 Temporizador electrónico, marca ABB Control/Francia, modelo TESS-120, alimentación 220VAC, 60 Hz., regulación de 6-60 segs., con contacto 1NANC, especial para arrancador Y-D.
- 01 Relé de protección integral trifásico, marca ABB Stotz Kontakt/Alemania, modelo CM-PVN, alimentación 300-500VAC, 60Hz., protección por máxima y mínima tensión, secuencia incorrecta y pérdida de fase, tensión de monitoreo Vmin: 350-430VAC, Vmax: 500-580VAC, con retardo a la actuación desde 0.1 a 10 segs., con 5 Leds para indicar todos los estados de operación, provisto de dos contactos de salida NANC.
- 01 Portalámpara de funcionamiento, diámetro 22 mm., color verde, incluye lámpara.
- 01 Portalámpara de falla, diámetro 22 mm., color ambar, incluye lámpara
- 01 Botón Pulsador con capuchón de goma, de arranque, color verde, diámetro 22mm.
- 01 Botón Pulsador con capuchón de goma, de parada, color rojo, diámetro 22mm.
- 01 Juego de borneras para montaje en riel, fusibles, marcadores, materiales menores etc.
- Embalaje de madera.

CANTIDAD: 001

Precio	US \$ 984.00 x	1 =	US \$	984.00

	SUBTOTAL			984.00
	IGV (19.00%)			186.96

	TOTAL		US \$	1,170.96

TABLERO ARRANQUE ESTRELLA - TRIANGULO, 75HP-440V

Suministro de tablero metálico del tipo mural para adosar, hermético, fabricado con plancha de fierro LAF, con acceso frontal mediante puerta con cerradura y acabado de Color RAL 7032. Totalmente conexionado con conductores TW y TFF, borneras de control, perleria Zincada y rótulos de identificación. Se incluye borne de tierra y orejas para fijación en pared.

Características Técnicas:

Tensión de aislamiento	:	690V
Tensión de servicio	:	440V
Tensión de control	:	220V
Altura de Trabajo	:	4200 msnm
Grado de protección	:	IP54
Accesorios	:	Ventilador

Montado y conexionado con los siguientes equipos eléctricos:

- 01 Interruptor Termomagnético, tripolar, caja moldeada, marca ABB Sace/Italia. serie Tmax. tipo T2N160 TMD160. In = 160, 30kA a 440V, 800V de tensión de aislamiento, mando manual. ejecución fija. con relé de protección termomagnético TMD, con protección por sobrecarga regulable de 0.7 a 1.0 In y por cortocircuito fija a 10 In.
* Manija rotativa para mando exterior con posibilidad de bloqueo por candado.
- 02 Contactor tripolar, marca ABB Control/Francia, modelo A95-30-10. bobina en 440VAC. 63 A en categoría AC3. con contactos auxiliares 1NA.
- 01 Contactor tripolar, marca ABB Control/Francia. modelo A50-30-10, bobina en 440VAC, 50 A en categoría AC3, con contactos auxiliares 1NA
- 02 Relé térmico tripolar, marca ABB Stotz Kontakt/Alemania, modelo TAL10DU/110. regulación de 80-110 A.. clase 10. incluye contactos 1NA+1NC.
- 01 Temporizador electrónico. marca ABB Control/Francia. modelo TE5S-120, alimentación 220VAC, 60 Hz., regulación de 6-60 segs.. con contacto 1NANC. especial para arrancador Y-D.
- 01 Relé de protección integral trifásico. marca ABB Stotz Kontakt/Alemania, modelo CM-PVN, alimentación 300-500VAC, 60Hz.. protección por máxima y mínima tensión. secuencia incorrecta y pérdida de fase, tensión de monitoreo Vmin: 350-430VAC. Vmax: 500-580VAC. con retardo a la actuación desde 0.1 a 10 segs., con 5 leds para indicar todos los estados de operación. provisto de dos contactos de salida NANC.
- 01 Portalámpara de funcionamiento, diámetro 22 mm., color verde, incluye lámpara.
- 01 Portalámpara de falla, diámetro 22 mm., color ambar, incluye lámpara
- 01 Botón Pulsador con capuchón de goma. de arranque, color verde, diámetro 22mm.
- 01 Botón Pulsador con capuchón de goma. de parada, color rojo, diámetro 22mm.
- 01 Juego de borneras para montaje en riel, fusibles, marcadores, materiales menores etc.
- Embalaje de madera.

CANTIDAD: 001

Precio US \$ 1,237.00 x 1 = US \$ 1,237.00

SUBTOTAL 1,237.00

IGV (19.00%) 235.03

TOTAL US \$ 1.472.03

FACTORES DE CORRECCION POR ALTITUD Y TEMPERATURA

Temp. msnm	Std	0°C	10°C	20°C	30°C	40°C	60°C	60°C	70°C	80	90	100	
0 mts	1.000	1.077	1.039	1.004	0.971	0.940	0.911	0.883	0.858	0.834	0.811	0.789	0.00 pies
100 mts	0.990	1.063	1.026	0.991	0.958	0.928	0.899	0.872	0.847	0.823	0.800	0.779	328.08 pies
200 mts	0.980	1.050	1.013	0.978	0.948	0.916	0.887	0.861	0.838	0.812	0.790	0.769	656.17 pies
300 mts	0.972	1.036	1.000	0.966	0.934	0.904	0.876	0.850	0.825	0.802	0.780	0.759	984.25 pies
400 mts	0.966	1.023	0.987	0.954	0.922	0.893	0.865	0.839	0.815	0.792	0.770	0.749	1312.34 pies
500 mts	0.960	1.018	0.982	0.949	0.917	0.888	0.861	0.835	0.810	0.788	0.766	0.745	1640.42 pies
600 mts	0.948	0.999	0.964	0.931	0.900	0.872	0.845	0.819	0.796	0.773	0.752	0.732	1968.50 pies
700 mts	0.936	0.987	0.952	0.919	0.889	0.861	0.834	0.809	0.786	0.763	0.742	0.722	2296.59 pies
800 mts	0.926	0.980	0.946	0.913	0.883	0.855	0.829	0.804	0.780	0.758	0.737	0.718	2624.67 pies
900 mts	0.918	0.964	0.930	0.898	0.869	0.841	0.815	0.791	0.768	0.746	0.725	0.706	2952.76 pies
1000 mts	0.910	0.952	0.919	0.887	0.858	0.831	0.805	0.781	0.758	0.737	0.717	0.697	3280.84 pies
1100 mts	0.902	0.941	0.908	0.877	0.848	0.821	0.796	0.772	0.749	0.728	0.708	0.689	3608.92 pies
1200 mts	0.894	0.931	0.898	0.867	0.839	0.812	0.787	0.763	0.741	0.720	0.700	0.682	3937.01 pies
1300 mts	0.885	0.920	0.888	0.857	0.829	0.803	0.778	0.755	0.733	0.712	0.692	0.674	4265.09 pies
1400 mts	0.875	0.910	0.878	0.848	0.820	0.794	0.769	0.746	0.725	0.704	0.685	0.666	4593.18 pies
1500 mts	0.865	0.900	0.868	0.839	0.811	0.785	0.761	0.738	0.717	0.696	0.677	0.659	4921.26 pies
1600 mts	0.857	0.887	0.855	0.826	0.799	0.774	0.750	0.727	0.706	0.686	0.667	0.649	5249.34 pies
1700 mts	0.849	0.874	0.843	0.814	0.787	0.762	0.739	0.716	0.698	0.676	0.657	0.640	5577.43 pies
1800 mts	0.841	0.864	0.834	0.805	0.779	0.754	0.731	0.709	0.688	0.669	0.650	0.633	5905.51 pies
1900 mts	0.833	0.855	0.825	0.797	0.771	0.746	0.723	0.701	0.681	0.662	0.644	0.626	6233.60 pies
2000 mts	0.825	0.846	0.817	0.789	0.763	0.739	0.716	0.694	0.674	0.655	0.637	0.620	6561.68 pies
2100 mts	0.817	0.838	0.808	0.781	0.755	0.731	0.708	0.687	0.667	0.648	0.630	0.614	6889.76 pies
2200 mts	0.809	0.827	0.797	0.770	0.745	0.721	0.699	0.678	0.658	0.640	0.622	0.605	7217.85 pies
2300 mts	0.800	0.814	0.786	0.759	0.734	0.711	0.689	0.668	0.649	0.630	0.613	0.596	7545.93 pies
2400 mts	0.790	0.802	0.774	0.748	0.723	0.700	0.678	0.658	0.639	0.621	0.604	0.588	7874.02 pies
2500 mts	0.780	0.793	0.765	0.739	0.715	0.692	0.671	0.651	0.632	0.614	0.597	0.581	8202.10 pies
2600 mts	0.774	0.785	0.758	0.732	0.708	0.685	0.664	0.644	0.625	0.608	0.591	0.575	8530.18 pies
2700 mts	0.768	0.774	0.747	0.721	0.698	0.675	0.655	0.635	0.616	0.599	0.583	0.567	8858.27 pies
2800 mts	0.760	0.763	0.736	0.711	0.688	0.666	0.645	0.626	0.608	0.591	0.574	0.559	9186.35 pies
2900 mts	0.750	0.753	0.726	0.702	0.678	0.657	0.637	0.617	0.600	0.583	0.567	0.551	9514.44 pies
3000 mts	0.740	0.743	0.716	0.692	0.669	0.648	0.628	0.609	0.591	0.575	0.559	0.544	9842.52 pies
3100 mts	0.734	0.734	0.708	0.684	0.661	0.640	0.620	0.602	0.584	0.568	0.552	0.537	10170.6 pies
3200 mts	0.728	0.726	0.701	0.677	0.655	0.634	0.614	0.596	0.578	0.562	0.547	0.532	10498.69 pies
3300 mts	0.721	0.719	0.694	0.670	0.648	0.627	0.608	0.590	0.573	0.556	0.541	0.527	10826.77 pies
3400 mts	0.713	0.712	0.687	0.663	0.642	0.621	0.602	0.584	0.567	0.551	0.536	0.521	11154.86 pies
3500 mts	0.705	0.705	0.680	0.657	0.635	0.615	0.596	0.578	0.561	0.545	0.530	0.516	11482.94 pies
3600 mts	0.697	0.698	0.673	0.650	0.629	0.609	0.590	0.572	0.556	0.540	0.525	0.511	11811.02 pies
3700 mts	0.689	0.691	0.667	0.644	0.623	0.603	0.584	0.567	0.550	0.535	0.520	0.506	12139.11 pies
3800 mts	0.682	0.685	0.660	0.638	0.617	0.597	0.579	0.561	0.545	0.530	0.515	0.501	12467.19 pies
3900 mts	0.676	0.678	0.654	0.632	0.611	0.592	0.573	0.556	0.540	0.525	0.510	0.497	12795.28 pies
4000 mts	0.670	0.672	0.648	0.626	0.605	0.586	0.568	0.551	0.535	0.520	0.505	0.492	13123.36 pies
4100 mts	0.662	0.665	0.642	0.620	0.600	0.581	0.563	0.546	0.530	0.515	0.501	0.487	13451.44 pies
4200 mts	0.654	0.659	0.636	0.614	0.594	0.575	0.557	0.541	0.525	0.510	0.496	0.483	13779.53 pies
4300 mts	0.647	0.653	0.630	0.609	0.589	0.570	0.552	0.536	0.520	0.505	0.492	0.478	14107.61 pies
4400 mts	0.641	0.647	0.624	0.603	0.583	0.565	0.547	0.531	0.515	0.501	0.487	0.474	14435.7 pies
4500 mts	0.635	0.641	0.619	0.598	0.578	0.560	0.542	0.526	0.511	0.496	0.483	0.470	14763.78 pies
4600 mts	0.629	0.636	0.613	0.592	0.573	0.555	0.538	0.521	0.506	0.492	0.478	0.466	15091.86 pies
4700 mts	0.623	0.630	0.608	0.587	0.568	0.550	0.533	0.517	0.502	0.488	0.474	0.462	15419.95 pies
4800 mts	0.617	0.625	0.603	0.582	0.563	0.545	0.528	0.512	0.497	0.483	0.470	0.457	15748.03 pies
4900 mts	0.611	0.619	0.597	0.577	0.558	0.540	0.524	0.508	0.493	0.479	0.466	0.454	16076.12 pies
5000 mts	0.605	0.614	0.592	0.572	0.553	0.536	0.519	0.504	0.489	0.475	0.462	0.450	16404.2 pies
	Std	32°F	50°F	68°F	86°F	104°F	122°F	140°F	158°F	176°F	194°F	212°F	msnm Temp.

PLANOS